

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение  
высшего образования  
«СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Институт горного дела, геологии и геотехнологий  
Кафедра «Открытые горные работы»

УТВЕРЖДАЮ

Заведующий кафедрой

\_\_\_\_\_ А.И.Косолапов  
подпись                      инициалы, фамилия

« \_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2018 г.

**ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ**

21.05.04.03 «Открытые горные работы»  
код и наименование специальности

«ДОРАБОТКА ЗОЛОТОРУДНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ  
«НИКОЛАЕВСКОЕ» В ГРАНИЦАХ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ  
«ЦЕНТРАЛЬНОЕ-2».  
С/Ч: «ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ ВСКРЫТИЯ  
НИЖНИХ ГОРИЗОНТОВ КАРЬЕРА»

Пояснительная записка


Руководитель

  
подпись, дата

доцент, к-т.техн.наук  
должность, ученая степень

В.Н. Морозов  
инициалы, фамилия

Выпускник

  
подпись, дата


А.Э. Каковин  
инициалы, фамилия

Красноярск 2018

Консультанты по разделам:


Геологическая часть

наименование раздела

 19.11.17 С.Н.Прусская  
подпись, дата инициалы, фамилия


Горная часть

наименование раздела

 5.02.18 В.Н.Морозов  
подпись, дата инициалы, фамилия

Специальная часть

наименование раздела

 5.02.18 В.Н.Морозов  
подпись, дата инициалы, фамилия


Карьерный транспорт

наименование раздела

 21.12.17 Ю.А.Плютов  
подпись, дата инициалы, фамилия

Стационарные машины и установки

наименование раздела

 27.12.17 А.О.Шигин  
подпись, дата инициалы, фамилия

Электроснабжение

наименование раздела

 21.12.17 О.А.Кручек  
подпись, дата инициалы, фамилия

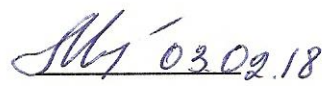
Безопасность жизнедеятельности

наименование раздела


 22.12.17 Н.М.Капличенко  
подпись, дата инициалы, фамилия

Экономическая часть

наименование раздела

 03.02.18 Ж.В.Миронова  
подпись, дата инициалы, фамилия

Нормоконтролер

 5.02.18 В.Н.Морозов  
подпись, дата инициалы, фамилия

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение  
высшего образования

«СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Институт горного дела, геологии и геотехнологий

Кафедра «Открытые горные работы»

### ЗАДАНИЕ

на выпускную квалификационную работу

в форме дипломного проекта

(дипломного проекта, дипломной работы)

1. Тема выпускной квалификационной работы «Доработка золоторудного месторождения «Николаевское» в границах карьерного поля «Центральное-2» со специальной частью «Обоснование технологической схемы вскрытия нижних горизонтов карьера».

2. Утверждена приказом по университету № 358/с от 17.01.18

3. Дата выдачи задания 4.12.2017

4. Срок сдачи студентом законченной работы 07.02.2018

5. Исходные данные к ВКР (перечень основных материалов, собранных в период преддипломной практики)

Неотработанные запасы месторождения 29 550 т.

6. Перечень вопросов, рассматриваемых в выпускной квалификационной работе.

6.1. Геологическая часть: Общая геологическая характеристика района, стратиграфия. Гидрогеология, сведения о подсчете запасов.

6.2. Специальная часть: «Обоснование технологической схемы вскрытия нижних горизонтов карьера».

6.3. Горная часть: Буровзрывные работы. Подготовка полезного

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						2
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

ископаемого к выемке. Транспортирование. Отвалообразование.

6.4. Карьерный транспорт: Выбор и обоснование транспорта для заданных условий карьера.

6.5. Стационарные машины и установки: Выбор и расчет водоотливных установок.

6.6. Безопасность жизнедеятельности: Организация охраны труда. Производственная безопасность.

6.7. Экономическая часть: Организация производства и управления предприятием. Расчет эффективности проекта.

7. Перечень графического материала с указанием основных чертежей и (или) иллюстрированного материала: 1. Геологическая карта района, стратиграфическая колонка. 2. Геологический разрез. 3. Современное состояние горных работ. 4. План горных работ. 5. Погоризонтные планы. 6. Производственные процессы. 7. Производственные процессы (при ведении работ в стесненных условиях). 8. Генеральный план. 9. Техничко-экономические показатели по проекту.

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						3
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		


## 8. Консультируемые разделы

Наименование раздела ВКР	Кафедра, инициалы, фамилия преподавателя-консультанта по разделу
Геологическая часть	ГМиМР; С.Н. Прусская
Горная часть	ОГР; В.Н. Морозов
Специальная часть	ОГР; В.Н. Морозов
Карьерный транспорт	ГМиК; Ю.А. Плютов
Стационарные машины и установки	ГМиК; А.О. Шигин
Безопасность жизнедеятельности	ТТБ; Н.М. Капличенко
Электроснабжение	ЭГМП; О.А. Кручек
Экономическая часть	ЭиМБ ГМК; М.В. Миронова

Руководитель выпускной  
квалификационной работы

 8.02.18 В.Н. Морозов  
подпись, дата

Студент


 6.02.18 А.Э. Каковин  
подпись, дата

# КАЛЕНДАРНЫЙ ГРАФИК

выполнения этапов ВКР

Наименование и содержание этапа	Срок выполнения	Примечание
Введение	05.12.17	Выполнено
Геологическая часть	19.12.17	Выполнено
Горная часть	20.12.17	Выполнено
Карьерный транспорт	21.12.17	Выполнено
Стационарные установки	21.12.17	Выполнено
Специальная часть	15.01.18	Выполнено
Экономическая часть	02.02.18	Выполнено
Безопасность жизнедеятельности	22.12.17	Выполнено
Электрооборудование	21.12.17	Выполнено
Заключение	03.02.18	Выполнено

Руководитель выпускной  
квалификационной работы

  
подпись, дата

В.Н. Морозов

Студент

  
подпись, дата

А.Э. Каковин

## Содержание

Введение .....	9
1 Общая часть .....	11
2 Геологическая часть .....	15
2.1 Геологическое строение района.....	15
2.2. Стратиграфия .....	15
2.3 Магматизм.....	17
2.4 Метаморфизм.....	19
2.5 Тектоника .....	19
2.6 Морфология рудных тел и вещественный состав.....	20
2.6.1 Минералогический и химический состав руд .....	21
2.7 Гидрогеологическая характеристика района.....	22
2.8 Основные сведения о запасах .....	27
3 Горная часть .....	28
3.1 Современное состояние горных работ .....	28
3.2 Обоснование способа разработки и определение глубины карьера .....	30
3.3 Производительность карьера и общий режим работы .....	32
3.4 Структура комплексной механизации .....	33
3.5 Обоснование главных параметров карьера .....	33
3.6 Специальная часть. Обоснование технологической схемы вскрытия нижних горизонтов .....	35
3.6.1 Работы на горизонтах.....	37
3.6.2 Подсчет запасов твердых полезных ископаемых и вскрышных пород.....	38
3.6.3 Производственные процессы на дорабатываемых горизонтах (в стесненных условиях разработки) .....	39
3.6.4 Экономическое обоснование проектного варианта.....	48
3.7 Технология проведения траншей .....	51
3.7.1 Состав горнотранспортного комплекса .....	53
3.8 Система разработки.....	54
3.9 Технология и организация производственных процессов.....	56
3.9.1 Подготовка пород к выемке .....	56
3.9.1.1 Оценка горно-технологических характеристик горных пород .....	56
3.9.1.2 Оценка буримости и взрываемости горных пород. Выбор основного оборудования .....	57
3.9.1.3 Выбор бурового инструмента. Эксплуатационные параметры скважин ..	57
3.9.1.4 Режим бурения и производительность буровых станков .....	58
3.9.1.5 Проектный удельный расход взрывчатых веществ. Конструкция скважинного заряда.....	59

				ДП-25040302-2018 ПЗ	
Должность	Фамилия	Подп.	Дата		
Разработал	Каковин А.Э.			Доработка золоторудного месторождения «Николаевское» в границах карьерного «Центральное-2»	Кафедра ОГР  Группа ГО 12-08
Проверил	Морозов В.Н.				
Н. контр.	Морозов В.Н.				
Утвердил	Косолапов А. И.				



3.9.1.6	Параметры сетки скважин и скважинных зарядов .....	60
3.9.1.7	Размер взрывного блока .....	62
3.9.1.8	Расход средств инициирования на блок. Выход и дробление негабарита .....	66
3.9.1.9	Расчет безопасных расстояний .....	71
3.9.1.10	Порядок ведения буровзрывных работ .....	72
3.9.2	Выемочно-погрузочные работы .....	74
3.9.2.1	Расчет производительности и парка одноковшовых экскаваторов .....	74
3.9.2.2	Организация работ на уступе .....	78
3.9.3	Транспортирование горных пород .....	84
3.9.3.1	характеристика горных пород по трудности транспортирования. Выбор модели подвижного состава .....	84
3.9.3.2	Пропускная способность транспортных коммуникаций .....	86
3.9.3.3	Эксплуатационная производительность и парк подвижного состава колесного транспорта.....	87
3.9.4	Отвалообразование.....	90
4	Карьерных транспорт .....	93
4.1	Требования к карьерному транспорту.....	93
4.2	Выбор вида транспорта и подвижного состава.....	93
4.3	Экономико-математическое моделирование.....	94
4.4	Оценка эффективности вариантов транспортирования по критериям эффективности.....	102
4.4.1	Оценка по 3-м критериям эффективности.....	102
4.5	Вспомогательное оборудование .....	104
4.6	Организация транспортных работ .....	105
5	Стационарные машины и установки .....	106
5.1	Исходные данные .....	107
5.2	Гидравлический расчет .....	108
6	Электроснабжение.....	116
6.1	Электрическое освещение .....	116
6.1.1	Расчет освещения карьера .....	117
6.1.2	Освещение промплощадки.....	118
6.1.3	Расчет освещения автодорог .....	119
6.2	Расчет электрических нагрузок и выбор трансформаторных подстанций ...	121
6.2.1	Определение электрической расчетной мощности карьера .....	121
6.2.2	Выбор числа и мощность трансформаторов для ГПП .....	121
6.3	Расчет воздушных и кабельных линий .....	123
6.4	Расчет годовой стоимости электроэнергии .....	125
7	Безопасность жизнедеятельности.....	126
7.1	Промышленная безопасность открытых горных работ .....	126
7.2	Анализ опасных и вредных производственных факторов .....	127
7.3	Мероприятия по борьбе с шумом и вибрацией.....	128
7.4	Санитарно-гигиенические условия труда рабочих.....	133
7.5	Мероприятия по борьбе с запыленностью и загазованностью воздуха .....	136
7.6	Обеспечение безопасности ведения буровых работ .....	137
7.7	Обеспечение безопасности ведения взрывных работ.....	138



7.8 Основные мероприятия, обеспечивающие безопасность при работе экскаватора.....	146
7.9 Основные мероприятия, обеспечивающие безопасность при работе автотранспорта.....	147
7.10 Мероприятия по пожарной безопасности.....	149
7.11 Обеспечение безопасности при эксплуатации электроустановок .....	153
7.12 План ликвидации аварий .....	154
7.13 Охрана окружающей среды.....	155
8 Экономическая часть .....	157
8.1 Расчет капитальных затрат на строительство предприятия .....	157
8.2 Организация управления производством .....	160
8.2.1 Организация управления и производственная структура.....	160
8.2.2 Организация труда .....	163
8.3 Расчет себестоимости добычи полезного ископаемого .....	168
8.3.1 Вспомогательные материалы .....	169
8.3.2 Расход на содержание и эксплуатацию оборудования.....	170
8.3.3 Цеховые расходы.....	171
8.4 Эффективность инвестиционных проектов.....	172
8.4.1 Коммерческая эффективность инвестиционного проекта .....	172
8.4.2 Показатели эффективности инвестиционного проекта.....	173
8.5 Технико-экономические показатели качества проекта .....	178
Заключение.....	180
Список литературы .....	181
Ведомость дипломного проекта.....	183

## Введение

Уровень развития горнодобывающей промышленности страны является одним из основных показателей её промышленного потенциала.

Основными задачами являются интенсификация разработки, совершенствование технологии добычи и переработки руд, повышение производительности труда, снижение себестоимости добычи, создание безопасных условий ведения горных работ, рациональное использование природных и земельных ресурсов. Решение этих задач неразрывно связано с всемерным расширением применения открытых горных работ, как наиболее эффективного и безопасного способа разработки месторождений полезных ископаемых. В настоящее время открытым способом добывается примерно 75% общего объема добываемых твердых полезных ископаемых.

Неотъемлемая часть в стратегическом балансе страны принадлежит АО «Васильевский рудник», который находится на севере Красноярского края.

Целью разработки месторождения является добыча золотосодержащей руды в установленном объеме при достижении максимального экономического эффекта. Производительность карьера по руде должна быть оптимальной. В данном дипломном проекте предлагается обосновать технологическую схему вскрытия нижележащих горизонтов для доработки запасов месторождения «Николаевское» в пределах карьера «Центральное-2».

Николаевское золоторудное месторождение находится в северной части Нижнего Приангарья в верховьях р. Удереи и входит в состав Мотыгинского района, Красноярского.

Рельеф района представляет сложно расчлененное плато, образованное сочетанием широких, часто заболоченных речных долин. Абсолютные отметки колеблются от 400 до 600 м. Крутизна склонов 10-15°, редко 25°.

На Николаевском месторождении работы проводятся по лицензии КРР №00710 БЭ от 24.06.1998 года на право добычи рудного золота на Николаевском месторождении сроком действия до 01.07.2018 г. Разработка Николаевского месторождения осуществляется на основании проекта «Отработка

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						9
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

золотосодержащих руд Николаевского месторождения открытым способом» (ЗАО «Золотопроект», Новосибирск, 2011 г.). Проект получил положительное заключение Государственной экспертизы Красноярского филиала ФАУ «Главгосэкспертизы России» № 146-12/КРЭ-1572/06 от 17.05.2012 г. и согласован ТКР-ТПИ Красноярскнедра (протокол № 28/1-стп от 08.06.2012 г.).

Добыча осуществляется открытым способом на карьере «Николаевский», имеющий горный отвод площадью 33,55 га (Горноотводный акт № 1546 от 13.07.2012 г. сроком действия до 01.07.2018 г.) с географическими координатами угловых точек:

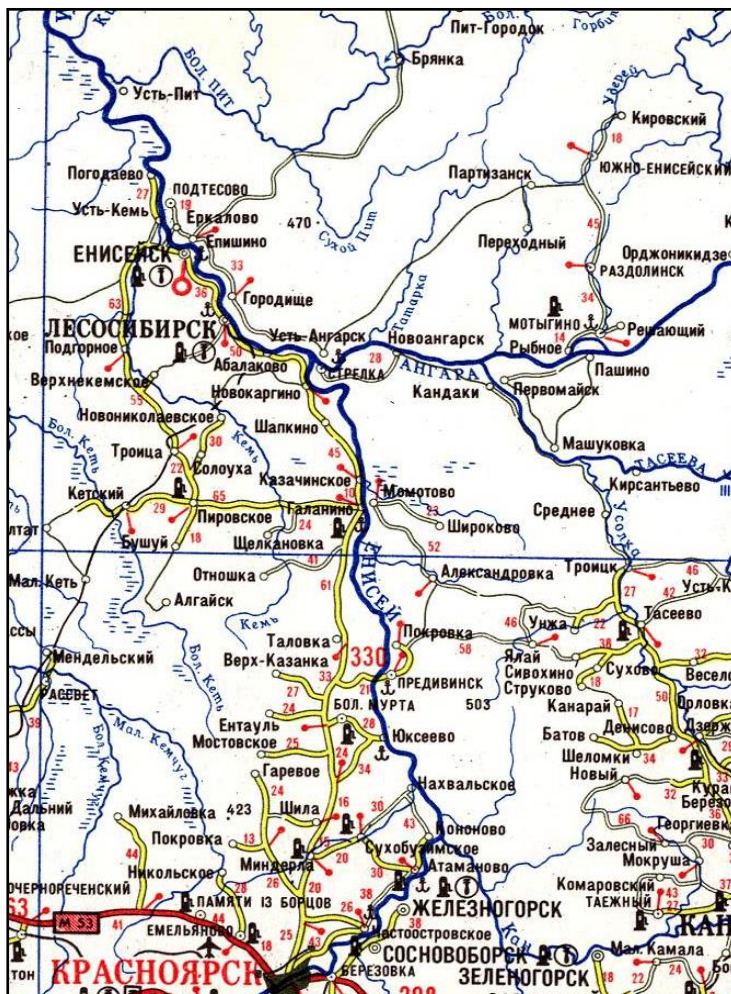
- 1) 58°47'26" СШ и 94°14'01" ВД;
- 2) 58°47'20" СШ и 94°14'29" ВД;
- 3) 58°46'35" СШ и 94°13'58" ВД;
- 4) 58°46'41" СШ и 94°13'27" ВД.

И земельный отвод площадью 117,86 га, согласно договора аренды №204 от 21.12.2009г сроком действия до 02.05.2018г.

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						10
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

## 1 ОБЩАЯ ЧАСТЬ

Площадь Николаевского золоторудного месторождения находится в северной части Нижнего Приангарья (Енисейский кряж), располагаясь в Восточно-Татарской зоне Партизанского рудного узла Южно-Енисейского золотоносного района, в верховьях р. Удерей. Обзорная карта расположения месторождения приведена на рисунке 1.



## Рисунок 1 – Обзорная карта

Административный центр – пгт. Мотыгино. В нем находятся районные учреждения, основные, торговые и хозяйственные предприятия, почта, телеграф.

Экономика Мотыгинского района связана с горнодобывающей промышленностью и лесным хозяйством. Ведется добыча золота, свинца, серебра, цинка, заготовка деловой древесины. На базе горнорудного сырья осуществляется производство периклаза (ОАО "Северо-Ангарский горно-металлургический комбинат"), концентратов полиметаллических (ОАО "Горевский ГОК") и

ниобиевых (ОАО "Стальмаг") руд, начато опытно-промышленное освоение сурьмяных руд (ООО "Ново-Ангарский ГОК").

Золотодобыча района в основном базируется на эксплуатации россыпей. Разработка россыпного золота в районе ведется дражным способом Северо-Ангарским ГМК в бассейнах рек Удереи, Большая Пенченга, Большая Мурожная; гидромеханическим способом – артелью старателей "Ангара" (россыпи Мурожнинская, Северо-Западная); ОАО "Красноярскгеология" (россыпи Приютинская, Афанасьевская); ОАО "Сибзолоторазведка" (россыпь руч. Куклянда); ЗАО "Самсон" (россыпь р. Боровая).

Население занято, в основном, на добыче золота и во вспомогательном производстве, развит охотничий промысел, в меньшей мере – подсобное сельское хозяйство и лесозаготовки. В административном центре – пос. Мотыгино, находящемся на правом берегу р. Ангара, имеется пристань и причал, аэропорт круглогодичного действия, оснащенный для приема пассажирских и транспортных самолетов АН-24, ЯК-40.

Численность населения района – 14 598 человек. Плотность населения – 0,81 чел./км<sup>2</sup>.

Энергоснабжение осуществляется от принадлежащей ЕЭС России ЛЭП-110, которая проходит от Назаровской ГРЭС к промышленным объектам Енисейского края. Есть также местные ЛЭП-35 и ЛЭП-6, принадлежащие металлургическому комбинату и служащие для снабжения электроэнергией дражного флота и небольших поселков.

Для обогрева жилых и производственных зданий используются дрова и каменный уголь Кокуйского месторождения, расположенного в 20 км к юго-востоку от пос. Мотыгино на левом берегу р. Ангара. Жидкое топливо завозится из г. Красноярска.

В поселках Мотыгино, Раздолинск, имеется необходимая социально-бытовая инфраструктура, работают школа, детский сад, поликлиника, почта, магазины, клуб, профессиональное училище.

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						12
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Месторождение связано с поселком грунтовой дорогой, пригодной для автотранспорта. С районным центром существует регулярное автобусное сообщение по грунтовой дороге с гравийным покрытием (70 км). Расстояние до ближайшей железнодорожной станции Абалаково от пос. Мотыгино по рекам Ангаре и Енисею – 160 км, по зимнику – 200 км. Сообщение района с краевым центром г. Красноярском осуществляется в летний период водным транспортом по рекам Ангаре и Енисею (450 км), зимой – по временной автодороге (560 км) и круглогодично – авиацией (280 км). Водный транспорт доступен от пристани Мотыгино.

По климатическим условиям район Николаевского месторождения приравнен к районам Крайнего Севера. Климат резко континентальный с холодной (до минус 40-56°С) продолжительной (октябрь-апрель) зимой и коротким (июнь-август), сравнительно жарким (до +35°С) летом. Средние месячные скорости ветра в летние месяцы – 2,1-2,2 м/с, наибольшие – весной и осенью, до 3,0-3,2 м/с. Среднее годовое количество осадков составляет 496 мм, из них 157 мм выпадает за ноябрь – март, 339 мм за апрель-октябрь. Среднее число дней со снежным покровом составляет 215 дней. Среднее число дней с туманом составляет 20 дней. Средняя продолжительность тумана составляет зимой 3.5, летом - 4.5 часа. Среднее число дней с грозой равно 20. Средняя продолжительность грозы равна 1,5 часа, продолжительность непрерывной грозы достигает 10 часов. Среднее число дней с метелью составляет 24. Продолжительность метели до 8 часов.

По измерениям, выполненными ЗАО «Золотопроект» в период обследования в октябре 2011г, гамма-активный фон на рассматриваемой территории был в пределах 0,10-0,12 мкЗв/час. Мощность дозы гамма-излучения на территории земельного участка соответствует СП 2.6.1.2612-10 и не превышает 0,3 мкЗв/час.

Месторождение расположено в центре возвышенного массива, откуда берут начало реки Удерей, М. Пенченга, Б. Мурожная, Индыглы. Долины рек широкие, асимметричные, южный и восточный их склоны, как правило, более крутые, чем северный и западный и изобилуют обнажениями коренных пород. Мелкие долины в нижнем течении обычно имеют V-образный профиль, а в истоках они переходят

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						13
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

в широкие и мелкие разложины.

Согласно Приказу Агентства лесной отрасли Красноярского края №3604 от 14.12.2009 г., для разработки месторождения полезных ископаемых (добыча рудного золота на Николаевском месторождении) предоставляется в аренду лесной участок общей площадью 117,86 га защитных лесов земель лесного фонда, расположенных на территории Красноярского края, Мотыгинского района, Мотыгинского лесничества, Южно-Енисейского участкового лесничества.

На данной площади мозаично распространены дерново-подзолисто-глеевые почвы. Мощность их, как правило, не превышает 20 см. Горно-таежный характер местности, малая мощность почв и климатические особенности не позволяют использовать указанные почвы в сельском хозяйстве.

Растительный мир рассматриваемой территории обычен для горно-таежных районов средней Сибири – хвойно-лиственные леса, состоящие из ели и пихты, сосны и кедра, лиственницы, березы и осины.

Видовой состав основных видов охотничьих животных в Мотыгинском районе Красноярского края включает: волк, лисица, бурый медведь, барсук, соболь, горностай, ласка, норка американская, выдра, заяц-беляк, белка, бурундук азиатский, ондатра, полевка водяная, дикий северный олень, лось, крот сибирский, глухарь, рябчик, гуси, утки, кулики, голуби и прочие охотничьи птицы.

На территории Николаевского золоторудного месторождения объектов культурного наследия (памятников истории, архитектуры, монументального искусства) нет.

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						14
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		



## 2 ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

### 2.1 Геологическое строение района

Николаевское месторождение входит в состав Партизанского рудного узла (графическое приложение, лист 1) и расположено в северной части Герфед – Николаевской рудной зоны. В геологическом строении Партизанского рудного узла принимают участие метаморфизованные породы тейской и сухопитской серий нижнего и верхнего протерозоя, осадочные образования меловой, палеогеновой и неогеновой систем, четвертичные отложения. В западной части района развиты эффузивы и интрузии основного состава (индыглинский комплекс) и гранитоиды Татарско – Аяхтинского комплекса. В состав Герфед – Николаевской рудной зоны входит Николаевское месторождение, преобладающее в северной части данной рудной зоны.

### 2.2 Стратиграфия

Расчленение разреза района Николаевского месторождения приведено по данным Середенко Г.А., Малахова Л.Н, и др. [1].

#### *Нижний протерозой $P_1$*

*Тейская серия* представлена отложениями пенченгинской ( $PR_{1pn}$ ) свиты, развитыми в западной части района. Свита представлена кварцитами, кристаллическими сланцами, амфиболитами. Мощность свиты до 1000 - 1500 м.

#### *Верхний протерозой $PR_3$*

#### *Нижний рифей $R_1$*

*Сухопитская серия* состоит из кординской, горбилокской и удерейской свит. Кординская свита ( $R_{1kd}$ ) картируется на значительной площади района. Представлена слюдисто-кварцевыми сланцами, метаалевролитами мощность 900-1100м.

#### *Средний рифей $R_2$*

*Горбилокская свита* ( $R_{2gr}$ ) выходит на поверхность в пределах Урало-Васильевского и Удерейского рудных полей. Отложения свиты залегают согласно

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						15
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

на отложениях кординской свиты. Сложена кварц-серицитовыми, сланцами с магнетитом. Мощность свиты 950-1000 м.

*Удере́йская свита* ( $R_{2ud}$ ) согласно залегает на горбилокской и подразделяется на три подсвиты: верхняя, средняя и нижняя (по 450-650 м. каждая). Отложения свиты согласно перекрывают породы горбилокской свиты, слагают северо-восточный фланг Васильевского месторождения и рудное поле Удере́йского месторождения. Представлены кварц-серицит-хлоритовыми, кварц-серицитовыми, глинистыми, алевроито - глинистыми, известково-глинистыми сланцев, алевролитов, филлитов Мощность свиты 1350-1950 м.

#### *Мезозойская группа MZ*

##### *Меловая система K*

*Меловая система* представлена герфедской толщей ( $K_2-Pigr$ ). Выходит, на небольших площадях в западной части района в верховьях р. Индыглы и руч. Безымянка. Свита сложена каолинитовыми и углистыми глинами с прослоями кварцевого песка и бурого угля с горизонтами рыхлых и каменистых бокситов. Мощность от первых метров до 50м.

#### *Кайнозойская группа KZ*

##### *Палеогеновая система P*

##### *Палеоцен-эоцен*

*Мурожнинская свита* ( $P_{1-2mr}$ ). На поверхности она не обнажается. Отложения свиты развиты во всех депрессиях района работ и залегают с размывом на породах Герфедской свиты или непосредственно на выветрелых отложениях докембрия. Ее отложения были вскрыты скважинами в долинах верхнего течения Б. Мурожной и Удерея. Представлена свита каолиновыми и алевроито-песчанистыми глинами с редкими линзами кварцевых песков и прослоями рыхлых бокситов, углистых глин. Мощность свиты колеблется от 30 до 50м. В верховьях р. Б. Мурожной вскрыты красноцветные песчанистые глины и пески кирнаевской свиты неогеновой системы.

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						16
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

## Четвертичная система

*Четвертичные отложения (Q).* Выделяются по речным долинам в виде аллювия, а на водоразделах и склонах в виде элювиально-делювиальных отложений. Аллювиальные отложения представлены русловыми, пойменными, болотными фациями и отложениями террас и состоят из галечников, песков и суглинков. Мощность их колеблется от первых до 15-50 м. Весьма высок процент техногенных образований. Элювиально-делювиальные образования практически сплошным чехлом покрывают склоны и водоразделы. Представлены суглинками и гидрослюдистыми глинами со щебенкой выветрелых пород в верхней части.

### 2.3 Магматизм

Интрузивные образования в пределах Партизанского рудного узла выделяются магматические комплексы метагаббро-диорит-диабазовой, базальтовой, липарит-андезито-базальтовой формации; индыглинского и гранитоидного татарско-аяхтинского магматических комплексов [1].

*Индыглинский комплекс ( $v\beta PR_{1in}$ )* представлен многочисленными мелкими телами диабазов среди гранитоидов Татарского массива преобладающими в центральной части узла, фациальная принадлежность которых точно не установлена: они являются либо дайками, либо породами кровли, либо ксенолитами. Упоминаются пластовые и согласные линзовидные тела, дайки диабазов, габбро-диабазов и порфириров, которые в результате регионального, гидротермального и динамометаморфизма преобразованы в ортоамфиболиты. Ортоамфиболиты согласно залегают в породах пенчenginской свиты и отмечаются в верховьях рр. Мурожной, Удерея, Индыглы и Татарки. Размеры тел в поперечнике от нескольких десятков до сотен метров. Возраст ортоамфиболитов дискуссионен - от мезозоя до верхнего протерозоя. Шелехов Б.Е. и др. установили их более ранний возраст по отношению к гранитам, которыми они прорываются [1].

*Татарско-Аяхтинский комплекс ( $\gamma PR_2 ta$ )* представлен Татарским массивом и его мелкими сателлитами, которые сложены преимущественно гранитами

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						17
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

(биотитовые, мусковитовые, биотит-роговообманковые), гранодиоритами, сиенитами, диоритами и др. породами, связанными постепенными переходами. Граниты обычно светлые, а гибридизированные породы имеют более темную окраску. На площади Партизанского рудного узла выявлено большое количество кварцевых жил, как одиночных, так и группирующихся в жильные поля. Татарско-Аяхтинский комплекс преобладает в западной части узла. Среди жильных полей выделяются три основных типа [1]

1. Поля пластообразных тел, локализующихся в тектонических зонах вблизи контакта пенченгинской и кординской свит в Герфед-Николаевской рудной зоне. Жильные тела залегают согласно с вмещающими породами, имеют мощность от десятков см до 10 м и более, и протяженность от сотен метров до 1,5 км и более. Сложены они преимущественно серым и темно-серым тонкозернистым кварцем, обычно золотоносным. Этот тип жильных полей представлен на месторождениях Николаевское, Герфед, на Верхне-Боровом рудопроявлении.

2. Кварцево-жильные поля, представленные множеством - десятками и сотнями сближенных жил, приуроченных к зонам расщепления и дробления, согласными с основным направлением складчатых структур, наиболее характерны для отложений кординской, горбилокской и удерейской свит. Мощности отдельных жил от 0,1 до 10 - 15 м, протяженность от 50-100 до 700 м. Крупные жилы обычно сопровождаются серией мелких прожилков. Золото обычно ассоциируется с сульфидами. Пример - Васильевское месторождение, рудопроявление Урал, Архангельское.

3. Поля развития зон кварцевого прожилкования, приуроченные к зонам расщепления и смятия на крыльях складок среди темно-серых или черных филлитов. Обычно состоят из нескольких субпараллельных зон развития разноориентированного прожилкования. Длина зон до 1 км, ширина от десятков до сотен метров. Золото в них, как правило, ассоциируется с пиритом (месторождение Бабушкина гора).

*Гурахтинский комплекс субщелочных гранитов ( $\epsilon_{\gamma}R_{3gr}$ ) образует ряд крупных и мелких тел в пределах Татарского массива гранитоидов. Они*

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						18
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

представлены субщелочными биотитовыми гранитами, субщелочными лейкогранитами, амфибол-биотитовыми кварцевыми сиенитами. Возраст их, определенный Rb-Sr [1].

## 2.4 Метаморфизм

В геологическом строении месторождения принимают участие метаморфизованные вулканогенно-осадочные породы *кординской* ( $R_{1kd}$ ) и *пенченгинской* ( $PR_{1pn}$ ) свит протерозоя. Последняя прорывается небольшими интрузивными телами габбро-диабазового состава. В результате метаморфизма интрузии потеряли свой первоначальный облик и превратились в амфиболитизированные породы.

Отложения кординской свиты на площади месторождения представлены породами *нижнекординской подсвиты* ( $R_{1kd_1}$ ). Пенченгинская свита является рудовмещающей. Литологический состав однообразен и представлен плотными, однородными по внешнему виду, слабо рассланцованными метаморфизованными породами. Минералогический состав и текстурно-структурные признаки позволяют предполагать, что метаморфизму была подвергнута основная эффузивная порода. В геологическом строении месторождения принимают участие интрузивные образования основного состава. При метаморфическом воздействии они превращены в ортоамфиболиты [1].

## 2.5 Тектоника

По данным Бовина Ю.П. в пределах Партизанского золоторудного узла активно развита трещинная тектоника. Узел разбит серией трещин, имеющих разную интенсивность и направленность. Наибольшая степень трещиноватости отмечается в породах кординской свиты. Последние тонко рассланцованны и трещиноватость развита, в основном, вдоль сланцеватости. В сланцах и метаэффузивах пенченгинской свиты сланцеватость проявляется значительно слабее и наличие трещин в них связано с формированием глыбовой отдельности [3].

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		19

Преобладающими являются трещины север-западного простирания с падением на северо-восток, юго-запад и субмеридионального направления с восточным падением. Присутствуют также широтные трещины с падением преимущественно на север. Последние активно проявляются в кварцевой жиле с падением в южном направлении [1].

## 2.6 Морфология рудных тел и вещественный состав

По данным Викентьева В.А., Карпенко И.А. и др. Николаевская жила представляет собой вытянутое плитообразное тело сложной линзовидной формы. Протяженность его по простиранию составляет более 1500 м, по падению оно прослежено на 480 м. Установлено, что жила имеет четковидный характер и ее мощность изменяется от первых дм (при выклинивании на флангах) до 13,0 м [4].

По результатам всего комплекса геологоразведочных работ, проведенных на площади Николаевского месторождения, с учетом принятых кондиционных условий оконтурены три основных рудных тела (РТ), расположенных на Центральном и Северном участках и обозначенных "Центральное-1", "Центральное-2", "Северное".

Рудные тела сложены преимущественно кварцем, кварц-карбонатным материалом Николаевской жилы, несущей промышленное содержание золота, которое коррелируется с минимальной ее мощностью близкой 1 м, и окварцованными, сульфидизированными сланцами со стороны висячего и лежащего боков жилы.

Углы падения жилы варьируют в пределах 30-70° как со стороны висячего, так и со стороны лежащего боков. Углы падения на верхнем горизонте 40-78°, на нижнем более выдержаны и варьируют в пределах 40-50°. Характерной особенностью Николаевской жилы, как в центральной, так и в северной частях месторождения является довольно прямолинейный контакт ее лежащего бока и раздувы в сторону висячего бока [4].

Рассматриваемое рудное тело "Центральное-2" расположено на северном фланге Центрального участка Николаевского месторождения между

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						20
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

разведочными линиями (РЛ) 2,7-5,3. В таблице 2.1 приведены параметры рудного тела Центральное-2.

Таблица 2.1 – Параметры рудного тела «Центральное – 2» [4]

Наименование рудного тела	Протяженность, м			Мощность истинная, м			Площадь рудного тела на вертикальную проекцию, тыс. м <sup>3</sup>	
	По простираению	По падению		от	до	ср.		
		от	до					ср.
Центральное-2	230	3.0	170	59	0.7	15.7	8.2	19.9

### 2.6.1 Минералогический и химический состав руды

Переработанные пробы руды Николаевского месторождения представляет собой кварцево-карбонатную породу с включением сульфидов до 9-10% (пирротин, пирит, халькопирит, марказит и др.). Золото в руде находится в связи с сульфидами и в свободном состоянии. Других полезных компонентов в руде нет. В таблице 2.2 представлен минеральный состав Николаевского месторождения.

Таблица 2.2 – Минеральный и гранулометрический состав [5]

№ п/п	Минералы	Кол-во, %	№ п/п	Минералы	Кол-во, %
1	Кварц	53,6	10	Гидроокислы железа	0,7
2	Карбонаты (кальцит, доломит, сидерит)	21,88	11	Ильменит	0,3
3	Хлорит	8,1	12	Пирит	2,05
4	Альбит	5,6	13	Пирротин	1,15
5	Слюды (мусковит, серицит, биотит)	2,9	14	Арсенопирит	0,5
6	Актинолит	2,0	15	Сфалерит	0,07
7	Рутил	0,66	16	Халькопирит	0,006
8	Апатит	0,22	17	Галенит	0,005
9	Магнетит	0,3	18	Самородное золото	ед. знач.

Приведенные данные указывают, что основными породообразующими минералами являются кварц, карбонаты, хлорит. В меньшей степени распространены полевые шпаты, слюды и амфиболы. Рудные минералы представлены сульфидами. Основные из них - пирит, пирротин, арсенопирит (3-3,5%), второстепенные: сфалерит, галенит, халькопирит (0,07-0,08%). Помимо указанных колчеданов присутствуют магнетит и гидроокислы железа. Руда содержит 53,6% кварца, является абразивной.

В таблице 2.3 представлен химический состав руд Николаевского месторождения.

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		21



Таблица 2.3 – Химический состав руды [6]

Компоненты	Содержание, %	Компоненты	Содержание, %
Au, г/т	2,3	SiO <sub>2</sub>	61,84
Ag, г/т	меньше 1,0	TiO <sub>2</sub>	0,47
Cu	0,02	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	4,55
Zn	0,008	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	9,55
Ba	0,02	FeO	6,64
Mn	0,15	MnO	0,27
As	меньше 0,001	CaO	10,69
Na <sub>2</sub> O	0,6	MgO	1,79
K <sub>2</sub> O	0,31	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,096
CO <sub>2</sub>	9,63	S общ.	1,98
ППП	9,03		

Преобладающим компонентом в пробе является оксид кремния – 61,84%. Из вредных примесей в незначительных количествах присутствует мышьяк (<0,001%). Сурьма не обнаружена [5].

## 2.7 Гидрогеологическая характеристика района

Николаевское месторождение находится в центральной части Енисейского кряжа на междуречье рек Ангара и Большого Пита. Расположено в пойменной террасе верхнего течения р. Удерей, где река сливается с ручьями Ивановский и Митрофановский и присутствуют проявления предшествующих многолетних техногенных воздействий, представленных дражными полигонами [7].

Река Удерей является правым притоком р. Каменка, которая в свою очередь впадает в р. Ангара. Первая имеет длину 113 км, относится к немногочисленным рекам с преимущественным снеговым и дождевым питанием. Показатель минимального расхода 0,026 м<sup>3</sup>/сек, максимального - 33 м<sup>3</sup>/сек, который приходится на конец мая – начало июня.

Левый и правый верховые притоки р. Удерей – ручьи Ивановский и Митрофановский длиной около 6 км и 4 км соответственно. Водотоки р. Удерей и руч. Ивановский протекают восточнее Центрального и Северного участков Николаевского месторождения.

По химическому составу речная вода и воды ручьев гидрокарбонатные кальциево-магниевые, характеризующиеся небольшой минерализацией (76-120

мг/л). Величина водородного показателя (рН) равна 7,0-7,4, характеризую нейтральную среду.

Физико-географические и геолого-структурные условия Николаевского месторождения определили особенности формирования подземных вод. В ее гидрогеологическом разрезе выделяются водоносные комплексы грунтовых вод четвертичных отложений, трещинно-жильных вод в метаморфических породах кординской и пенченгинской свит протерозоя и в качестве переходной разности – грунтово-трещинные воды [7].

*Грунтовые воды четвертичных отложений.* В составе комплекса объединены воды аллювиальных отложений и воды покровного элювиально-делювиального чехла. Первые распространены в долине р. Удереи и указанных ручьев. Водовмещающие породы сложены гравийно-галечными отложениями с валунами и песчано-глинистым заполнителем. Собственно, аллювиальные отложения встречаются лишь в виде небольших окон в местах, не затронутых переработкой при добыче россыпного золота. На участках отработанных россыпей они перекрыты и представлены техногенными грунтами песчано-галечного состава. Площадь распространения и мощность аллювия определяются размером и характером речной долины. Обычно для участков верхнего течения рек ширина распространения аллювиальных отложений составляет 100-200 м. Мощность их меняется от 3 м до 10 м. Уровень грунтовых вод отмечается на глубине 0,5-3,0 м. Воды безнапорные. Удельные дебиты скважин находятся в пределах 1,0-3,0 л/сек. Коэффициент фильтрации аллювиальных отложений по данным откачек варьирует от первых десятков м/сут до 220 м/сут [2].

По химическому составу и минерализации аллювиальные воды пресные (минерализация 60-100 мг/л) гидрокарбонатные кальциево-магниевые. На участках отработки россыпей они подвергались техногенному загрязнению, что обусловлено их тесной гидравлической связью с водами природных водотоков [8].

Элювиально-делювиальные отложения на площади Николаевского месторождения имеют небольшую мощность, содержат значительное количество глинистого материала с примесью илистых образований, в различной степени

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						23
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

обогащенных дресвяно-щебнистыми включениями коренных пород. Эти невыдержанные по гранулометрическому составу и мощности породы содержат воду в виде небольших разобщенных линз или нешироких потоков. Последние имеют сезонный характер, определенный периодическим промерзанием и оттаиванием грунтов. Глубина зеркала вод покровного чехла не превышает 1,5 м. В верховьях водотоков за пределами площади месторождения обозначенное зеркало проявляется вблизи дневной поверхности, создавая заболоченность. Выходы подземных вод этого типа на поверхность также отмечаются редкими источниками с расходом от 0,4 до 1,2 л/сек. Водообильность рыхлых отложений по данным откачек из скважин, проведенных на Центральном и Северном участках, колеблется от 0,04 до 0,4 л/сут. Коэффициент фильтрации варьирует в пределах 0,4-8,6 м/сут.

В гидрогеологическом разрезе воды четвертичных образований занимают верхнее положение и вместе с грунтово-трещинными водами, распространенными в зоне выветривания коренных пород, формируют единый водоносный горизонт типа грунтового потока, направленного с севера на юг, в сторону уклона поверхности месторождения.

*Грунтово-трещинные воды.* Эти воды присутствуют на площади месторождения повсеместно и приурочены к приповерхностной зоне сильно трещиноватых филлитов кординской свиты и грубо рассланцованных кварц-хлоритовых метапород пенченгинской свиты, подверженных воздействию гипергенных процессов. Воды безнапорные и слабонапорные, вскрываемые скважинами и горными выработками при входе в коренные породы. Глубина встречи вод этого типа колеблется от 2 до 5 м. Установившиеся уровни грунтово-трещинных вод фиксируются на глубине 1,5-5,0 м.

Роль этого типа вод в обводненности месторождения зависит от степени и характера трещиноватости пород, а также от условий питания водоносного горизонта. Что касается трещиноватости, то породы кординской свиты в силу своих литолого-структурных свойств наиболее подвержены выветриванию и, как следствие, рассланцеванию. Мощность зоны выветривания их достигает 40-50

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		24

метров. Породы же пенченгинской свиты уже на глубине 20-30 метров становятся практически монолитными.

Поэтому мощность горизонта грунтово-трещинных вод колеблется от 20 до 50 м, достигая своих максимальных значений висячем боку Николаевской жилы, сложенном филлитами кординской свиты. Зона интенсивного развития трещиноватости не превышает 20-30 метров, что с достаточной полнотой прослежено по керну буровых скважин и при проходке стволов разведочных шахт. Именно в этих интервалах глубин и формируются основные водопритоки в выработки.

При различной степени трещиноватости пород висячего и лежачего крыла месторождения отмечается их различная водообильность. В первом случае удельные дебиты измеряются от 0,25 до 0,5 л/сек, во втором – от 0,06 до 0,3 л/сек. Коэффициенты фильтрации пород при этом колеблются от 0,8 до 2,9 м/сут и 0,5–0,9 м/сут соответственно.

Наблюдения за водопрооявлениями, связанными с грунтово-трещинными водами, в подземных горных выработках показали, что нарастание притока воды по стволу шахты №1 (Северный участок) шло лишь в зоне выветривания до глубины 7,3 м, достигнув на этой отметке 13 м<sup>3</sup>/час. По стволу шахты № 2 (Центральный участок) рост основного водопритока наблюдался до глубины 29 м, достигнув 54 м<sup>3</sup>/час. В последнем случае общий приток воды в ствол при его глубине 55 м составил 72 м<sup>3</sup>/час. При этом также отмечалась невысокая обводненность пород лежачего крыла месторождения.

В питании горизонта грунтово-трещинных вод доминирующая роль принадлежит атмосферным осадкам. Просачиваясь с поверхности, атмосферная влага инфильтруется в толщу коренных пород и, следуя общему уклону рельефа, частично дренируется речной сетью на площади месторождения. Лишь в весенний паводок наблюдается обратная картина, а именно, обильные речные воды становятся источником питания водоносного горизонта.

*Трещинно-жилые воды.* На фоне насыщенной сети мелкой региональной трещиноватости пород, приуроченной к зоне физического выветривания,

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						25
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

скважинами и горными выработками фиксируются секущие тектонические трещины, уходящие на глубину.

Структурные особенности таких трещин сложные, а сами они невыдержанны по простиранию и падению. Ширина основных трещин колеблется от 0,5 до 2,5 см. Мелкие трещины зачастую залечены кварцем или кварц-карбонатным материалом, а более крупные - пластичным глинистым заполнителем. Залеченные трещины в гидрогеологическом отношении служат водонепроницаемым экраном. В открытых же трещинах и сопряженных с ними зонах брекчирования, где может иметь место повышенная трещиноватость, подземные воды способны аккумулироваться на значительной глубине [2].

Пересечение таких трещин скважинами характеризуется быстрыми и резкими потерями промывочной жидкости. Трещинно-жильные воды обладают напором. Однако, фонтанирование большинства скважин, вскрывших такие воды, через определенное время прекращалось. На площади месторождения приблизительно в 150 м к востоку от выхода Николаевской жилы на поверхность по контакту филлитов и выветрелых глинистых сланцев кординской свиты прослежена выдержанная в плане зона мощностью от 8 до 20 м, представленная сильно перемятыми и разрушенными породами. Удельный дебит этой зоны по данным откачки пересекающих ее скв. № 72 при глубине 31 м составил 0,14 л/сек, уменьшаясь до 0,07 л/сек на глубине 210 м (скв. № 41).

Поэтому отмечалось, что трещинные структуры могут служить проводниками для подземных вод на большую глубину, но они имеют ограниченную емкость и ожидать в них скопления сколько-нибудь значительных запасов воды мало вероятно. Большинство тектонических трещин не имеют постоянных источников питания и воды их относительно быстро дренируются горными выработками.

В целом подземные воды Николаевского месторождения формируют нечетко выраженный небольшой по размерам бассейн грунтово-трещинных и трещинно-жильных вод, которые имеют свободный водообмен с дневной поверхностью и, как следствие, однородный состав, являются пресными водами с

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						26
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

невысокой степенью минерализации. Преобладающим типом вод площади месторождения следует считать гидрокарбонатный. Минерализация вод в среднем колеблется от 70 до 130 мг/л. По своим физическим свойствам они отличаются прозрачностью, отсутствием запаха и цвета, обладают нейтральной реакцией (рН=7,1), не включают следов органического загрязнения. Показатель степени жесткости данных вод, варьирующий от 1,2 до 3,1 мг-экв/л, определяет их средне жёсткую природу [2].

## 2.8 Основные сведения о запасах

Запасы руд в контуре проектируемого карьера «Центрально-2» по блокам, категориям приведены таблице 2.4 и на графическом приложении, лист 2.

Таблица 2.4 – Подсчет запасов золота по блокам [4]

Номер блока и категория запасов	Площадь(м <sup>2</sup> ) блока на проекции вертикальной плоскости	Средняя горизонтальная мощность, м	Объем руды, тыс. м <sup>3</sup>	Объемный вес, т/м <sup>3</sup>	Запасы руды, тыс. т	Среднее содержание золота, г/т		Запасы золота, кг	
						до ограничения "ураганных" содержаний	После ограничения "ураганных" содержаний	до ограничения "ураганных" содержаний	после ограничения "ураганных" содержаний
Рудное тело "Центральное 2"									
2-C1	2300	10,83	25	2,7	67,5	6,2	5,7	418,5	384,8
3-C1	4227	7,6	32,2	2,7	87	2,9	2,9	252,3	252,3
4-C1	2654	8,6	22,9	2,7	61,9	2	2	123,8	123,8
5-C1	2278	9,9	22,6	2,7	61,1	2,5	2,5	152,8	152,8
2-C2	2550	8,28	21,2	2,7	57,3	7,6	5,5	435,5	315,2
3-C2	2485	10,2	25,4	2,7	68,6	4,8	4,8	329,3	329,3
4-C2	4084	9,6	39,3	2,7	106,2	7,2	7,2	764,7	764,7
5-C2	2340	8,5	19,9	2,7	53,8	2,2	2,2	118,4	118,4
6-C2	2523	8,3	21	2,7	56,7	7,4	7,4	419,6	419,6
Лиза 1 (за контуром карьера)									
7-C <sub>2</sub>	200	3,14	0,6	2,72	1,7	2,4	2,4	4,1	4,1
Лиза 2 (за контуром карьера)									
8-C <sub>2</sub>	2510	3,58	9,0	2,72	24,4	4,9	4,9	119,8	119,8
Лиза 3 (за контуром карьера)									
9-C <sub>2</sub>	2845	2,15	6,1	2,72	16,6	4,6	4,6	76,5	76,5
Итого за контуром карьера (линзы)					42,7	-	-	200,4	200,4
Итого в контуре карьера (C <sub>1</sub> +C <sub>2</sub> )					620,2	-	-	3 014,9	2 860,9

### 3 ГОРНАЯ ЧАСТЬ

#### 3.1 Современное состояние горных работ

«Николаевское» золоторудное месторождение предприятия АО «Васильевский рудник» в границах карьерного поля Центральное-2 разрабатывалось открытым способом в период с 2011г. по 2017г. в соответствии с рабочим проектом «Добыча золотосодержащих руд Николаевского месторождения» выполненным ООО НПК «Гео Сервис» (г. Красноярск) в 2008 г

В период работы карьеры было отработано 620254,5 т. полезного ископаемого и 15748801,4 м<sup>3</sup> вскрышных пород.

Годовая производительность карьера составляла

- по горной массе 7 246 250 т;
- по руде 80 450 т;
- по вскрыше 2 654 000 м<sup>3</sup>.

В условиях Николаевского месторождения из-за малых размеров карьера и, соответственно, объемов горных работ для перевозки горной массы предусматривается применение автомобильного транспорта.

Вскрытие верхних горизонты (490-480) в южной части карьера осуществляется горизонтальными полутраншеями, нижние горизонты вскрываются спиральной системой автомобильных съездов (уклон съезда принимается 80 ‰) [10].

Разработка велась транспортной системой разработки с перемещением вскрышных пород во внешние отвалы (графическое приложение, лист 3), располагаемые на безрудной площади и добытого полезного ископаемого на промежуточные склады. В карьере руда представлена одним технологическим типом, поэтому проектом предусматривается валовая выемка руды. Отработка вскрышной породы ведется десятиметровыми уступами, добыча руд осуществляется пятиметровыми уступами [10].

В карьере для бурения взрывных скважин использовались буровые станки Atlas Copco ROC-L6. Выемочно-погрузочные работы осуществляются, на добыче

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						28
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		



руды – гидравлическим экскаватором Hitachi ZX-450 с ковшом вместимостью 2,5 м<sup>3</sup>, обратная лопата; на вскрышных работах – гидравлическим экскаватором Komatsu PC750 с ковшом вместимостью 4,5 м<sup>3</sup>, прямая лопата. Для транспортировки руды из карьера на обогатительную фабрику Васильевского рудника предусматриваются автосамосвалы БелАЗ-7540В, грузоподъемностью 30т. Для перемещения вскрышных пород в отвалы - шарнирно-сочлененные автосамосвалы Terex TA400, грузоподъемностью 38 т. и БелАЗ-7540В [10]. В таблице 3.1 представлены основные параметры карьера по данным предприятия.

Добычные работы на КОГР «Центральное-2» предприятия АО «Васильевский рудник» на момент проектирования приостановлены.

Таблица 3.1 – Основные показатели по карьере [10]

№ п/п	Наименование показателей	Единица измерения	Количество
1	Максимальная длина по поверхности	м	1 090
2	Максимальная ширина по поверхности	м	370
3	Глубина карьера	м	175
4	Наивысшая отметка по борту карьера	м	500
5	Отметка дна карьера	м	325
6	Общий объем горной массы в проектном контуре карьера	тыс. м <sup>3</sup>	15 976,8
7	Общее количество руды в проектном контуре карьера	т	620 254,5
8	Потери	%	2,2
9	Разубоживание	%	10,5
10	Общий объем вскрыши	тыс. м <sup>3</sup>	15 748,8
11	Коэффициент вскрыши	м <sup>3</sup> /т	32,98
12	Коэффициент крепости руды по шкале проф. М. М. Протодяконова	<i>f</i>	12
13	Коэффициент крепости породы по шкале проф. М. М. Протодяконова	<i>f</i>	12
14	Объемный вес руды	т/м <sup>3</sup>	2,7
15	Объемный вес породы	т/м <sup>3</sup>	2,7
16	Высота уступа на вскрыше	м	10
17	Высота уступа на добыче	м	5
18	Угол откоса рабочего уступа	градус	70
19	Угол погашения	градус	47
20	Число рабочих дней в году	дней	340
21	Число рабочих дней в неделю	дней	7
22	Количество смен в сутки	смен	1-2
23	Продолжительность смены	час	11

### 3.2 Обоснование способа разработки и определение глубины карьера

Открытый способ разработки, как генеральное направление развития горнодобывающей промышленности России, сохраняется для обеспечения топливом и минеральным сырьём потребностей энергетики, чёрной и цветной металлургии, химической индустрии, строительства, машиностроения, вычислительной техники.

Применение во всех отраслях горнодобывающей промышленности и высокий удельный вес открытого способа добычи полезных ископаемых обусловлены следующими его основными преимуществами (по сравнению с подземным способом) экономического, технического, технологического, экологического, организационного и социального характера:

- кардинальной экономией производственных ресурсов, выражающейся в повышении производительности труда от 3-4 раз по рудным карьерам, снижением себестоимости продукции в 3-4 раза;
- сокращением в 2-3 раза и более сроков строительства предприятий одинаковой мощности;
- снижение потерь полезных ископаемых в недрах до 1-5 %;
- безопасными и более комфортными условиями труда.

Разработка месторождения открытым способом будет экономична в том случае, когда себестоимость полезного ископаемого будет меньше или равна допустимой себестоимости. В период интенсивного строительства карьера, можно использовать в качестве критерия для установления границ карьера коэффициент вскрыши который, в дальнейшем получил, название как граничный коэффициент вскрыши. Максимальный коэффициент вскрыши, при котором себестоимость полезного ископаемого находится в пределах допустимой себестоимости, называется граничным. Он показывает максимально допустимый объём вскрыши, который необходимо вынуть для добычи одной единицы полезного ископаемого.

В плане контур отработки месторождения ограничений, в виде каких-либо охранных целиков, не имеет. Рудные тела располагаются от дневной поверхности

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		30

до глубины 285 метров. В этой связи, для условий оцениваемого месторождения, целесообразность отработки которого открытым способом очевидна, определить граничный коэффициент вскрыши ( $K_{гр}$ ), а затем на его основе уточнить предельно возможную глубину отработки запасов ( $H$ ). Вычисление этих показателей выполнено, на основе фактических и расчетных данных, по формулам проф. Б.П. Боголюбова

Вычисляем граничный коэффициент вскрыши

$$K_{гр} = (Ц \cdot q - B) / C_v =$$

$$= (2691,44 \cdot 6,5 - 5379,8) / 230,83 = 42,6 \text{ т/т}, \quad (3.1)$$

$$K_{гр} = (Ц \cdot q - B) / C_v =$$

$$= (2691,44 \cdot 6,5 - 5379,8) / 623,24 = 13,2, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (3.2)$$

где  $Ц$  – цена реализации 1 г золота, руб.;

$q$  – количество металла, извлекаемого из 1 т. руды, г.;

$B$  – себестоимость 1т руды, руб.;

$C_v$  –себестоимость  $1\text{м}^3$  (1т) вскрыши, руб.

Находим предельно возможную глубину карьера

$$H = 0,5 \cdot K_{из} \cdot M \cdot K_{гр} \cdot \text{tg}\beta =$$

$$= 0,5 \cdot 0,978 \cdot 8,2 \cdot 42,6 \cdot 1,73 = 295, \text{ м}. \quad (3.3)$$

где  $K_{из}$  – коэффициент извлечения руды;

$M$  – горизонтальная мощность рудных тел, м.;

$K_{гр}$  – граничный коэффициент вскрыши, т./т.;

$\text{tg}\beta$  – тангенс угла откоса бортов карьера, град.

Конечную глубину карьера принимаем равной 195 м., т.к. дальнейшая разработка, усложняется из-за уменьшения мощности рудного тела и содержания в нем полезного ископаемого.

Таблица 3.2 – Расчет граничного коэффициента вскрыши

Показатель	Обозначен	Ед. изм.	Расчётные данные
Количество металла, извлекаемого из 1 т руды	q	г	6,5
Среднее содержание Au в руде	c	г/т	7,4
Разубоживание руды	P	%	10,5
Извлечение Au на ЗИФ	И	%	97,8
Себестоимость 1 т руды без затрат на вскрышу	B	руб.	3 879,45

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист 31
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

## Окончание таблицы 3.2

Показатель	Обозначен	Ед. изм.	Расчётные данные
Себестоимость 1 м <sup>3</sup> вскрыши	C <sub>в</sub>	руб.	230,83
Коэффициент извлечения руды	K <sub>из</sub>	ед.	0,978
Потери руды при добыче	П	%	2,2
Горизонтальная мощность рудных тел	М	м	8,95
Угол откоса бортов карьера	В	град.	60
Тангенс угла откоса бортов карьера	tgβ	ед.	1,73
Граничный коэффициент вскрыши	K <sub>гр</sub>	т/т	42,6
Предельная глубина отработки	Н	м	195

### 3.3 Производительность карьера и общий режим работы

Определяем годовую производительность карьера по горной массе

$$A_{\text{ГМ}} = A_{\text{р}} + A_{\text{в}} \cdot \gamma = 110 + 3\,000 \cdot 2,7 = 8\,210, \text{ тыс. т.} \quad (3.4)$$

где  $A_{\text{р}}$  – годовая производительность карьера по добыче с учётом объема дорабатываемых запасов (таблица 3.5, п.3.6.2)., тыс. т;

$A_{\text{в}}$  – годовая производительность карьера по вскрыше с учётом дорабатываемых объемов (таблица 3.5, п.3.6.2) тыс. м<sup>3</sup>.

Руководствуясь рекомендациями по справочнику академика Мельникова Н.В. [11] при данной производительности рациональное сочетание вместимости ковша экскаватора – 4 - 5 м<sup>3</sup>, грузоподъемности автосамосвала – 50 - 60 тонн. Исходя из расчета (п.4) на карьере “Центральное-2” месторождения Николаевское принимаем на выемочно-погрузочных работах экскаватор Hitachi EX-1200, на транспортировке автосамосвалы БелАЗ 7555В. Учитывая физико-механические свойства пород и производительность экскаватора Hitachi EX-1200 на подготовку пород к выемке принимаем буровой станок Sandvik Driltech D245S.

Режим работы карьера принимается круглогодовой, согласно техническому заданию на проектирование, так как на предприятии работают, в основном, вахтовым методом. Количество рабочих дней в году определяется по рекомендациям ВНТП 35-86 для северных районов. Количество рабочих смен в сутки и их продолжительность регламентируются техническим заданием. Проектом принимается следующий режим работы карьера:

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		32

- количество рабочих дней в год – 290 дней;
- количество рабочих дней в неделю – 6 дней;
- количество смен в сутки – 2 смены;
- продолжительность смены – 8 часов.

### 3.4 Структура комплексной механизации

При разработке Николаевского золоторудного месторождения, карьера Центральное-2 применяется экскаваторно-транспортный комплекс оборудования (ЭТО).

Так как породы имеют значительную крепость (по шкале М.М. Протодяконова коэффициент крепости – 12) для бурения взрывных скважин применяются буровые станки Sandvik Driltech D245S.

На погрузке горной массы работают из условия поддержания необходимой производительности экскаваторы Hitachi EX-1200 с емкостью ковша 4,5 м<sup>3</sup>

Основными карьерными грузами являются вскрышные породы и полезное ископаемое. На данном предприятии ведение горных работ характеризуется высокой сложностью, которая обуславливается объемами буровзрывных работ, дальностью транспортирования: на отвал – 1,6 км, на промежуточные склады – 2,4 км.

На карьере транспортирование вскрышных пород и руды осуществляется автосамосвалами БелАЗ 7555 грузоподъемностью 55 т.

Для выполнения вспомогательных работ по содержанию в рабочем состоянии транспортных коммуникаций, зачистки забоев, планировки отвалов расчистки площадок для установки буровых станков применяют бульдозер Д-521.

Кроме того, имеется большое количество вспомогательных машин и оборудования (п.4).

### 3.5 Обоснование главных параметров карьера

Результирующий угол откоса бортов принимается равным 60°, в соответствии с горнотехническими условиями разработки месторождения и рекомендациями [12].

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		33

На конечном контуре предполагается объединять рабочие уступы до высоты 20-30 м под углом – 70°. Обоснован угол рабочего и не рабочего откоса уступа (п.3.9.1.3). Ширина площадки ( $P_p$ ), минимальная ширина рабочей площадки ( $P_{min}$ ), угол откоса рабочего борта карьера ( $\phi$ ), длины экскаваторного блока ( $l_3$ ) и длины фронта работ ( $L_\phi$ ) рассчитаны (п3.8) и сведены в таблицу 3.3. Обоснована высота уступа (п.3.9.2.1).

Таблица 3.3 – Основные параметры карьера

Наименование показателей	Единицы измерения	Показатели
Площадь карьера по поверхности	м <sup>2</sup>	100 265,36
Глубина карьера	м	195
Длина карьера		
-по поверхности	м	596,4
-по дну	м	50
Ширина карьера		
-по поверхности	м	370
-по дну	м	35
Угол откоса рабочего борта карьера	град.	70°
Угол откоса рабочего борта карьера	град.	70°
Расчётная ширина рабочей площадки	м	52
Минимальная ширина рабочей площадки (при однорядном взрывании)	м	30,5
Угол откоса рабочего борта карьера (при $P_p$ )	град.	16°19'
Угол откоса рабочего борта карьера (при $P_{min}$ )	град.	11°32'
Длина экскаваторного блока горизонт 325-315	м	79
Длина экскаваторного блока горизонт 315-305	м	50
Длина фронта работ	м	129
Объем горной массы	тыс.м <sup>3</sup>	16 335,9
Общее количество товарной руды в проектном контуре карьера	тыс.т	649,79
Объем вскрышных пород	тыс.м <sup>3</sup>	16 095,24
Среднее расстояние транспортирования		2,4
-вскрыши	км	
-руды		1,6
Высота рабочего уступа	м	10,0
Район расположения		Красноярский край

Площадь карьера, длина и глубина вычислены с помощью программного обеспечение AutoCad путем замера площади на чертеже.

### 3.6 Специальная часть. Обоснование технологической схемы вскрытия нижних горизонтов карьера

При проведении анализа геологических разрезов, произведенных геологоразведкой на месторождении «Николаевское» на разрезе по разведочной линии 4,0 (рисунок 3.1) обнаружены неотработанные запасы, которые проектом на разработку отнесены к забалансовым, т.к. на момент проектирования вести отработку данных запасов было нецелесообразно.

Блокировка запасов проведена в соответствии с наиболее часто применяемой методикой опоры на две соседние линии разрезов – РЛ-4.0 и РЛ-4.2. На поверхности блоки ограничиваются рудными сечениями канав, не выходящие на поверхность – интерполируются на половину расстояния между разведочными линиями. Нижняя граница блоков определена ограниченной интерполяцией и экстраполяцией на половину расстояния плотности сети.

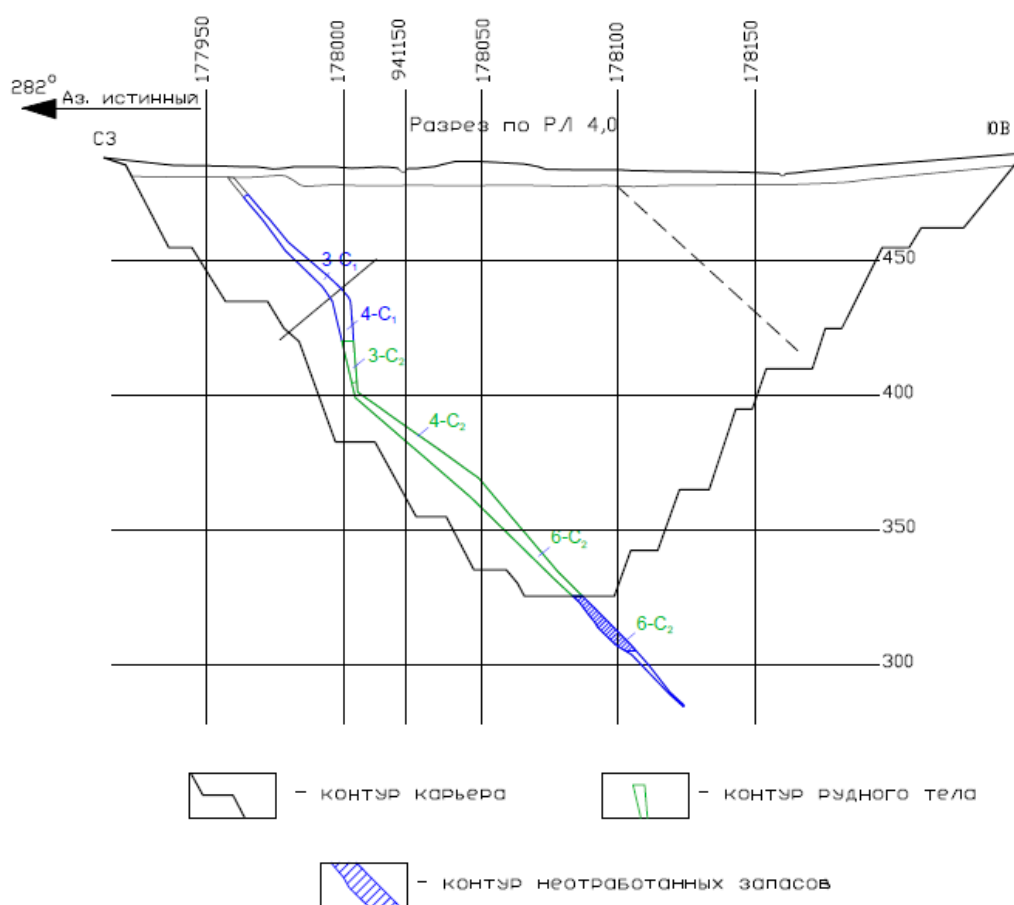


Рисунок 3.1 – Разрез по разведочной линии 4.0.



Количество руды в данных запасах составляет 29 550 тонн с средним содержанием 7,4 г/т, разведанным по категории С2, которые можно отработать с отметки +325 до отметки +305м.

В данном проекте стоит задача обоснования технологической схемы вскрытия нижележащих горизонтов с целью ввода в эксплуатацию данных запасов полезного ископаемого.

Проектирование и отработка данных запасов предприятием АО «Васильевский рудник» на данный момент не планируется, проекта не существует.

На данном, конечном, этапе разработке в связи с небольшими объемами полезного ископаемого и стеснёнными условиями ведения горных работ в качестве технологической схемы вскрытия принимаем вскрытие транспортными съездами.

Для извлечения подсчитанных запасов полезного ископаемого необходимо осуществить доступ к ним. Предварительно осуществляем разнос южного борта карьера (горизонты +410, +380 и +355м.) за счёт уменьшения бермы безопасности с десяти метров до шести. На северном борту осуществляем разнос уступа на горизонте +355м. Объемы по выполнению разноса бортов приведены в таблице 3.5 (п.3.6.2).

После выполнения необходимых горно-капитальных работ, изложенных выше осуществляем доступ к нижележащим горизонтам. Так как трассы базового варианта пригодятся, начинаем с проведения новой вскрывающей наклонной траншеи с отметки +325м до отметки +315м для обеспечения транспортного проезда. После отработки горизонта производится следующая вскрывающая наклонная траншея с отметки +315 м до +105м. Технология проведения траншей описана в п.3.7. Расчёт объемов и времени отработки горизонтов представлены в таблице 3.4 (п.3.6.1). Расположение и технологическая схема начерчена в соответствии с параметрами траншеи (графическое приложение, лист 4).

По параметрам принятой системы разработки (п.3.8), с учетом безопасного ведения горных работ проектный конечный контур карьера достраивается до проектируемого, до глубины 195 метров (графическое приложение, лист 4).

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						36
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Отстраиваем погоризонтные планы вскрываемых горизонтов (графическое приложение, лист 5). Указываем границы рудного тела на каждом горизонте и подсчитанные площади (таблица 3.6, п.3.6.2), а также объемы горной массы, руды, вскрыши на каждом из вскрываемых горизонтов (таблица 3.5, п.3.6.2).

### 3.6.1 Работы на горизонтах

Данный проект осуществляется в течение 1 года, вследствие чего можно обозначить время отработки каждого горизонта.

Горизонты отрабатываются в зависимости от объемов горной массы на каждом горизонте и годовой производительности карьера.

Вычисляем время отработки горизонтов

- горизонт 325-315

$$t_{\text{гор}} = (V_{\text{гор}}/A_{\text{гм}}) \cdot 12 = \\ = (51628,3/3040740,74) \cdot 12 = 0,2 \text{ мес}, \quad (3.5)$$

- горизонт 315-305

$$t_{\text{гор}} = (V_{\text{гор}}/A_{\text{гм}}) \cdot 12 = \\ = (32\,484,6/3\,040\,740,74) \cdot 12 = 0,13 \text{ мес}. \quad (3.6)$$

где  $V_{\text{гор}}$  – объем горной массы на горизонте (таблица 3.5, п.3.6.2),  $\text{м}^3$ ;

$A_{\text{гм}}$  – годовая производительность карьера.  $\text{м}^3$ .

Данные расчётов сводим в таблице 3.4.

Таблица 3.4 – Расчет времени отработки горизонтов

Горизонт	Площадь	Объём горной массы	Время отработки
	$\text{м}^2$	$\text{м}^3$	мес.
325-315	5 162,83	51 628,3	0,2
315-305	3 248,46	32 484,6	0,13
Итого	8 411,2	84 112,9	0,33

Производительность по вскрыше в течение всего периода эксплуатации должна обеспечивала стабильную производительность по руде и неснижаемый норматив подготовленных запасов.

### 3.6.2 Подсчет запасов твердых полезных ископаемых и вскрышных пород

Подсчет запасов производится по погоризонтным планам с предварительным оконтуриванием рудных тел.

По результатам предварительной и детальной разведки на основе горно-геологических расчётов для месторождения утверждаются временные и постоянные кондиции оконтуривания месторождений полезных ископаемых — важный этап, предшествующий подсчёту запасов полезных ископаемых. Оконтуривание сводится к установлению опорных точек контура объекта по естественным обнажениям, горным выработкам, разведочным скважинам и в отстройке через них линии подсчётного контура. Результаты подсчета запасов и объема вскрышных пород сведены в таблице 3.5.

Таблица 3.5 – Расчет запасов и объема вскрышных пород по горизонтам отработки месторождения

Горизонт	Объём горной массы, .м <sup>3</sup>	Объём вскрышных пород	Объём руды	Объемная масса руды	Запасы руды
		м <sup>3</sup>	м <sup>3</sup>	т/м <sup>3</sup>	т
Объем горно-капитальных работ					
440-410 ю.б.	1 0917,8	1 0917,8	0,00	2,7	0,00
410-380 ю.б.	65 392,4	65 392,4	0,00	2,7	0,00
380-355 ю.б.	68 972,2	68 972,2	0,00	2,7	0,00
355-350 ю.б.	35 860,9	35 860,9	0,00	2,7	0,00
350-335 ю.б.	44 195,6	44 195,6	0,00	2,7	0,00
335-325 ю.б.	2 098	2 098	0,00	2,7	0,00
365-335 с.б.	30 397,6	30 397,6	0,00	2,7	0,00
335-325 с.б.	15 433	15 433	0,00	2,7	0,00
Итого по ГК работам	272831,52	272 831,52	0,00		0,00
Объемы разработки карьера					
325-315	51 628,3	44 602,8	7 025,5	2,7	18 968,9
315-305	32 484,6	28 565,68	3 918,92	2,7	10 581,1
Итого по разработки	84 112,9	73 168,48	10 941,5		29 550
Всего по карьереу	375 550	346 000	10944,42		29 550

Технологическая схема каждого погоризонтного плана начерчена в соответствии с параметрами карьера, системы разработки и безопасных расстояний (графическое приложение, лист 5).

Проведен расчёт возможностей принятого мной горнотранспортного комплекса (п.3.9).

Одно из основных условий реализации предложенного проекта является интенсивный рост цены на 1 грамм золота, которая на момент расчёта составляла 2691,44 рублей за грамм. Для того что бы узнать ценность товарной продукции при реализации проекта, необходимо умножить количество извлекаемого с 1т руды золота на цену. Данные о прибыли представлены в таблице 3.6

Таблица 3.6 – Ценность товарной продукции

Горизонт	Площадь рудного тела, м <sup>2</sup>	Количество металла, г.	Ценность товарной продукции, руб.
325-305	702,26	123 246,92	331 711 690,4
315-305	391,89	68 776,7	185 108 361,4
Всего	1 094,15	192 023,62	516 820 051,8

### 3.6.3 Производственные процессы на дорабатываемых горизонтах (в стеснённых условиях разработки)

Для бурения скважин принимаем станок Sandvik Driltech D245S (п3.3).  
Параметры скважинного заряда и тип взрывчатого вещества приняты в п.3.9.1.5.

Для стеснённых условий принимаем однорядное короткозамедленное взрывание. Расстояние между скважинами в ряду равно 5 м (п.3.9.1.6).

Устанавливаем ширину буровой заходки для стеснённых условий

$$A_6 = W + b \cdot (n_p - 1) = 6 + 5 \cdot (1 - 1) = 6, \text{ м}, \quad (3.7)$$

где  $n_p$  – число рядов взрывааемых скважин.

*Находим размер взрывного блока*

Вычисляют объем взрывного блока по условиям обеспеченности экскаватора, выбранного выше, взорванной горной массой

$$V_{\text{бл}} = Q_{\text{см.э}} \cdot n_{\text{см}} \cdot n_{\text{д}} = 2339,73 \cdot 2 \cdot 2 = 9358,92, \text{ м}^3, \quad (3.8)$$

где  $Q_{\text{см.э}}$  – сменная производительность экскаватора, м<sup>3</sup>;

$n_{\text{см}}$  – число рабочих смен экскаватора в течении суток, ед;

$n_{\text{д}}$  – обеспеченность экскаватора взорванной горной массой, сут, (принимаем равный 2, так как взрывы производят 1 раз в два дня).

Рассчитываем длину взрывного блока

$$L_{\text{бл}} = \frac{V_{\text{бл}}}{[W + b \cdot (n_p - 1)] \cdot h} = \frac{9358,92}{[6 + 5 \cdot (1 - 1)] \cdot 10} = 155,98, \text{ м}, \quad (3.9)$$

где  $W$  – откорректированная линия сопротивления по подошве, м.

Находим число скважин в одном ряду

$$n'_{\text{скв}} = \frac{L_{\text{бл}}}{a} + 1 = \frac{155,98}{5} + 1 = 32,19, \text{ ед}, \quad (3.10)$$

Округляем полученное значение количества скважин до целого и производим корректировку объёма и длины взрывного блока.

$$n'_{\text{скв}} = 32 \text{ ед},$$

$$L'_{\text{бл}} = 155 \text{ м},$$

$$V'_{\text{бл}} = 9300 \text{ м}^3,$$

Вычисляем расход ВВ на блок

$$Q_{\text{в.б}} = q_{\text{п}} \cdot V'_{\text{бл}} = 0,8 \cdot 9300 = 7440, \text{ кг}, \quad (3.11)$$

где  $V'_{\text{бл}}$  – скорректированный объем блока,  $\text{м}^3$ .

Находим оптимальный интервал замедления между группами зарядов при короткозамедленном взрывании детонирующим шнуром

$$\tau = K \cdot W = 1,5 \cdot 6 = 9, \text{ кг}, \quad (3.12)$$

Ближайшее подходящее реле - РП-8М с замедлением 20 мс.

Вычисляем выход горной массы с 1м скважины

$$\begin{aligned} f &= \frac{[W + b \cdot (n_p - 1)] \cdot a \cdot h}{n_p \cdot L_{\text{скв}}} = \\ &= \frac{[6 + 5 \cdot (1 - 1)] \cdot 5 \cdot 10}{1 \cdot 12} = 25, \text{ м}^3/\text{м}, \end{aligned} \quad (3.13)$$

Угол между линией верхней бровки уступа и линией расположения одновременно взрывааемых скважин равен  $\Psi = 75^\circ$ .

Принимаем схему коммутации МКЗВ: порядная

Вычисляем среднюю скорость смещения частиц породы на стенках зарядной камеры

$$\begin{aligned} V_c &= 4370 - 1050 \cdot l_{\text{ср}} = \\ &= 4370 - 1050 \cdot 1,4 = 2900, \text{ м/с}, \end{aligned} \quad (3.14)$$

где  $L_{cp}$  – средний размер структурного блока в массиве, м.

Рассчитываем начальную скорость полета кусков породы

$$V_0 = 2 \cdot V_c \cdot \left( \frac{q_1}{\pi \cdot \Delta} \right)^{0,5 \cdot n_1} =$$

$$= 2 \cdot 2900 \cdot \left( \frac{0,68}{3,14 \cdot 1,4 \cdot 1000} \right)^{0,5 \cdot 1,27} = 22, \text{ м/с}, \quad (3.15)$$

где  $q_1$  – удельный расход ВВ по первому ряду скважин кг/м<sup>3</sup>;

$\Delta$  – плотность ранее выбранного ВВ, кг/м<sup>3</sup>.

Величину  $q_1$  находим по выражению

$$q_1 = \Pi_0 \cdot q_{\pi} = 0,85 \cdot 0,8 = 0,68, \text{ кг/м}^3, \quad (3.16)$$

где  $\Pi_0$  – коэффициент, учитывающий фактическое состояние откоса уступа ( $\Pi_0=0,85$ )

Значение показателя степени  $n_1$  определяется по формуле

$$n_1 = 1,35 - 0,06 \cdot l_{cp} = 1,35 - 0,06 \cdot 1,4 = 1,27, \quad (3.17)$$

Рассчитываем высоту откольной зоны над подошвой уступа, м: при взрывании с перебуром

$$h_0 = 0,5 \cdot (l_{vv} - l_{пер}) = 0,5 \cdot (10 - 2) = 4, \text{ м}, \quad (3.18)$$

Для принятого угла наклона скважин  $\beta=90$  градусов к горизонту находим максимальную дальность ( $\Delta B_0$ , м) взрывного перемещения породы (порядная схема МКЗВ) при взрывании на подобранный откос уступа.  $\Delta B_0=19,4$  м.

Вычисляем дальность взрывного перемещения породы при выбранной схеме коммутации

$$\Delta B_{\psi} = \Delta B_0 \cdot (0,73 + 0,27 \cdot \cos 2\psi) =$$

$$= 19,4 \cdot (0,73 + 0,27 \cdot \cos 2 \cdot 75) = 9,6, \text{ м}, \quad (3.19)$$

Определяем общую ширину развала взорванной горной массы

$$B_p = A_6 + \Delta B_{\psi} - h_0 \cdot \operatorname{ctg} \alpha =$$

$$= 6 + 9,6 - 3,5 \cdot \operatorname{ctg} 70 = 14,3, \text{ м}, \quad (3.20)$$

где  $A_6$  – ширина буровой заходки, м;

$\alpha$  – угол откоса уступа, град.

Для принятого ранее экскаватора рассчитываем ширину нормальной экскаваторной заходки

$$A_3 = (1,5 \div 1,7) \cdot R_{\text{чy}} = 1,5 \cdot 11,5 = 17,3, \text{ м}, \quad (3.21)$$

где  $R_{\text{чy}}$  – радиус черпания экскаватора на горизонте установке, м.

Определяем число заходов, за которое отрабатывается развал

$$t = B_p / A_3 = 14,3 / 17,3 = 1, \text{ ед}, \quad (3.22)$$

Рассчитываем значения для построения профиля развала

$$C = 1,15 \cdot q_1 \cdot A_6 = 1,15 \cdot 0,68 \cdot 6 = 4,69, \text{ м}, \quad (3.23)$$

Рассчитываем отношение ширины буровой заходки к ширине развала

$$n = A_6 / B_p = 6 / 14,3 = 0,42, \quad (3.24)$$

Определяем высоту развала в первой точке

$$\begin{aligned} h_1 &= 0,5 \cdot n \cdot h \cdot (3 - n^2) \cdot [(1 - n)^t + 1] = \\ &= 0,5 \cdot 0,42 \cdot 10 \cdot (3 - 0,42^2) \cdot [(1 - 0,42)^1 + 1] = 9,3, \text{ м}, \end{aligned} \quad (3.25)$$

Устанавливаем высоту развала в каждой из остальных точек

$$m_2 = \frac{x_2}{B_p} = \frac{1,3}{14,3} = 0,09, \quad (3.26)$$

$$h_2 = h \cdot (1 - m_2)^{(1-n)^t} = 10 \cdot (1 - 0,09)^{(1-0,42)^1} = 9,5, \text{ м}, \quad (3.27)$$

$$m_3 = \frac{x_3}{B_p} = \frac{7,58}{14,3} = 0,53, \quad (3.28)$$

$$h_3 = h \cdot (1 - m_3)^{(1-n)^t} = 10 \cdot (1 - 0,53)^{(1-0,42)^1} = 6,45, \text{ м}, \quad (3.29)$$

$$m_4 = \frac{x_4}{B_p} = \frac{10,98}{14,3} = 0,76, \quad (3.30)$$

$$h_4 = h \cdot (1 - m_4)^{(1-n)^t} = 10 \cdot (1 - 0,76)^{(1-0,42)^1} = 4,37, \text{ м}, \quad (3.31)$$

$$h_5 = 0$$

Находим средний коэффициент разрыхления в профиле развала

$$K_p = 0,5 \cdot (3 - n^2) = 0,5 \cdot (3 - 0,42^2) = 1,4, \quad (3.32)$$

*Находим расход средств инициации на блок*

Определяем расход ДШ на скважину

$$l_{\text{дш}} = l_c + l_1 + l_2 = 12 + 1,5 + 1,5 = 15, \text{ м}, \quad (3.33)$$

Общее число скважин в блоке находим по выражению

$$N_c = n''_{\text{скв}} \cdot n_p = 32 \cdot 1 = 32, \text{ ед}, \quad (3.34)$$

где  $n_{\text{скв}}$  – число скважин в одном ряду, ед.;

$n_p$  – количество взрывааемых рядов, ед.

Рассчитываем расход шашек-детонаторов на блок

$$N_{\text{ш}} = N_c \cdot n_{\text{ш}} = 32 \cdot 1 = 32, \text{ ед}, \quad (3.35)$$

Определяем расход ДШ на блок

$$l = \sum_{i=1}^{N_c} l_{\text{дш}} + 2 \cdot l_{\text{ш}} = 15 \cdot 32 + 2 \cdot 274 = 1028, \text{ м}, \quad (3.36)$$

где  $l_1$  – количество ДШ, необходимое для присоединения промежуточного инициатора,  $l_1 = 1 \div 1,5 \text{ м}$ ;

$l_2$  – количество ДШ, необходимое для соединения концевиков ДШ с магистралью,  $l_2 = 1 \div 1,5 \text{ м}$ ;

$N_c$  – общее число скважин в блоке, ед.;

$l_{\text{ш}}$  – длина магистральной линии ДШ, м.

Расход ЭД для инициирования ДШ в блоке равен 2 единицы, расход РП-8М равен 31 единиц.

Вычисления удельного расхода СИ представлен в п.3.9.1.8.

Для механизации зарядки принята смесительно-зарядную машину МЗВ-20, для механизации забойки принята забоечная машина ЗС-2М (п.3.9.1.8.).

Дробление негабаритов осуществляется накладными зарядами ЗКП-1000 (п.9.3.). Расчёт безопасных расстояний при производстве взрывных работ описан в п.3.9.1.9.

*Выемочно-погрузочные работы*

*Расчет производительности и парка одноковшовых экскаваторов-мехлопат*

Расчеты начинаем с вычисления относительного показателя трудности экскавации разрушенных пород с коэффициентом разрыхления рассчитанным ранее



$$\begin{aligned}
P_{\text{э.р}} &= 0,022 \cdot \left[ \gamma \cdot d_{\text{ср}} + 0,1 \cdot \sigma_{\text{сдв}} + \frac{10 \cdot (\gamma \cdot d_{\text{ср}} + 0,1 \cdot \sigma_{\text{сдв}})}{(K_p)^9} \right] = \\
&= 0,022 \cdot \left[ 2,7 \cdot 28 + 0,1 \cdot 140 + \frac{10 \cdot (2,7 \cdot 28 + 0,1 \cdot 140)}{1,4^9} \right] = 2,9, \quad (3.37)
\end{aligned}$$

где  $d_{\text{ср}}$  – средний размер куска взорванной массы в развале, см;

$\gamma$  – плотность пород, т/м<sup>3</sup>;

$\sigma_{\text{сдв}}$  – временное сопротивление пород сдвигу, кгс/см<sup>2</sup>;

$K_p$  – коэффициент разрыхления.

Классифицируем породу по экскавируемости для среднего оптимального размера куска.

Данная порода относится к I классу (кусковатость средняя и крупная) по экскавируемости с  $K_p=1,4$ .

Вычисляем действительный показатель трудности экскавации

$$P_{\text{э.ф}} = K_v \cdot K_{\text{тр}} \cdot P_{\text{э.р}} = 1 \cdot 1 \cdot 2,9 = 2,9, \quad (3.38)$$

где  $K_v$  и  $K_{\text{тр}}$  – эмпирические коэффициенты, учитывающие, соответственно, конкретный вид выемочного оборудования и его типоразмер.

Принимаем паспортную продолжительность рабочего цикла  $T_{\text{ц.п}}=27$ с для выбранной модели экскаватора и вычисляем его паспортную производительность

$$Q_{\text{п}} = \frac{3600 \cdot E}{T_{\text{ц.п}}} = \frac{3600 \cdot 4,5}{27} = 600, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (3.39)$$

где  $E$  – вместимость ковша экскаватора, м<sup>3</sup>.

Определяем продолжительность черпания мехлопаты в конкретных условиях

$$t_{\text{ч.ф}} = \frac{P_{\text{э.ф}}}{P_{\text{э.п}}} \cdot t_{\text{ч.п}} \cdot K_p = \frac{2,9}{6} \cdot 7,4 \cdot 1,3 = 4,64, \text{ с}, \quad (3.40)$$

где  $P_{\text{э.п}}$  – паспортный показатель трудности экскавации;

$t_{\text{ч.п}}$  – паспортное время черпания, с.

Рассчитываем продолжительность поворотных операций

$$t_{\text{п.ф}} = t_{\text{п.п}} \cdot \frac{\beta_{\text{ф}}}{\beta_{\text{п}}} = 15 \cdot \frac{135}{120} = 16,8, \text{ с}, \quad (3.41)$$

где  $t_{\text{п.п}}$  – паспортная продолжительность поворотных операций;

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						44
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$\beta_{\phi}$  – фактический угол поворота под разгрузку ( $\beta_{\phi}=120-135$  град);

$\beta_{п}$  – паспортный угол поворота, град.

Вычисляем минимальную продолжительность рабочего цикла принятого экскаватора

$$T_{ц.ф} = t_{ч.ф} + t_{п.ф} + t_{р.ф} = 4,64 + 16,8 + 0,5 = 21,94, \text{ с}, \quad (3.42)$$

где  $t_{р.ф}$  – фактическое время разгрузки ковша, зависящее от свойств пород, с.

Для среднего размера куска породы в развале принимаем значения коэффициентов разрыхления породы в ковше ( $K_{р.к}$ ) и наполнения ковша ( $K_{н.к}$ )

$$K_{р.к} = 1,55 \text{ и } K_{н.к} = 1,1.$$

Определяем техническую производительность экскаватора, принимая коэффициент влияния технологии выемки  $K_{т.в}$

$$\begin{aligned} Q_{\text{тех}} &= \frac{3600 \cdot E}{T_{ц.ф}} \cdot \frac{K_{н.к}}{K_{р.к}} \cdot K_{т.в} = \\ &= \frac{3600 \cdot 4,5}{21,94} \cdot \frac{1,1}{1,5} \cdot 0,93 = 503,57, \text{ м}^3/\text{ч}, \end{aligned} \quad (3.43)$$

Вычисляем сменную эксплуатационную производительность экскаватора

$$\begin{aligned} Q_{э} &= Q_{\text{тех}} \cdot K_{\text{пот}} \cdot K_y \cdot T_{\text{см}} \cdot K_{\text{кл}} \cdot K_{и.р} = \\ &= 503,57 \cdot 0,9 \cdot 0,85 \cdot 8 \cdot 0,949 \cdot 0,8 = 2339,73, \text{ м}^3, \end{aligned} \quad (3.44)$$

где  $K_{\text{пот}}$  – коэффициент потерь,  $K_{\text{пот}}=0,9$ ;

$K_y$  – коэффициент управления (для одноковшовых экскаваторов  $K_y=0,85$ );

$T_{\text{см}}$  – продолжительность смены, ч;

$K_{\text{кл}}$  – коэффициент влияния климатических условий (принимается для заданной климатической зоны);

$K_{и.р}$  – коэффициент использования выемочной машины на основной работе.

Находим коэффициент использования выемочной машины на основной работе

$$\begin{aligned} K_{и.р} &= \frac{T_{\text{см}} - T_{п.з} - T_{о.л} - T_{всп} - T_{в}}{T_{\text{см}}} \cdot K_{тр} = \\ &= \frac{480 - 3,5 - 10 - 10}{480} \cdot 0,8 = 0,8, \end{aligned} \quad (3.45)$$

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						45
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

где  $T_{п.з}$  – продолжительность подготовительно-заключительных операций (обычно  $T_{п.з} = 3,5$  минут при работе с автотранспортом), мин;  
 $T_{о.л}$  – время на отдых и личные надобности (10 мин);  
 $T_{всп}$  – время выполнения вспомогательных операций, мин,  $T_{всп} = 7 - 10$  мин.;  
 $K_{тр}$  – соответствует коэффициенту обеспеченности забоя порожняком.

Вычисляем годовую производительность экскаватора

$$Q_{год} = Q_{см} \cdot N_{р.с} = 2339,73 \cdot 460 = 1076275,8, \text{ м}^3, \quad (3.46)$$

где  $N_{р.с}$  – число рабочих смен экскаватора в течении года с учетом целосменных простоев и ППР.

*Организаций работ на уступе*

*Расчет времени отработки блока*

Разбиваем разрабатывается одной заходкой равной

$$A_1 = B_p = 14,3\text{м}$$

Рассчитывают площадь поперечного сечения развала

$$\begin{aligned} S_p &= K_{р.с} \cdot [W + b \cdot (n_p - 1)] \cdot h = \\ &= 1,4 \cdot [6 + 5 \cdot (1 - 1)] \cdot 10 = 84, \text{ м}^2, \end{aligned} \quad (3.47)$$

Уточняют правильность построения профиля развала

$$S_p = 87 \text{ м}^2$$

Производить корректировку формы развала нет необходимости, т.к. погрешность значений не превышает 10%.

Вычисляем средневзвешенное значение коэффициенты разрыхления

$$K'_{р.с} = \frac{K'_p \cdot S_1 + K''_p \cdot S_2 + \dots + K_p^{(n)} \cdot S_n}{S_p} = \frac{1,4 \cdot 87}{84} = 1,4, \quad (3.48)$$

Сравниваем полученное значение с ранее вычисленной его величиной, должно выполняться условие

$$K'_{р.с} = K_{р.с} \quad (3.49)$$

$$1,4 = 1,4$$

С учетом принятой величины коэффициента разрыхления в заходке, вычисляем производительность экскаватора при выемке данной заходки.

Рассчитываем сменное полвигание забоя по каждой заходке

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		46

$$Y_{\text{см.}} = \frac{K_{\text{р.с.}} \cdot Q_{\text{э.с.}}}{S_{\text{р}}} = \frac{1,4 \cdot 2339,73}{87} = 37,65, \text{ м}, \quad (3.50)$$

Определяют затраты времени на отработку каждой из заходов

$$T_1 = \frac{L_{\text{б.в}} \cdot (1 - K_{\text{о.э}})}{Y_{\text{см.}}} = \frac{155 \cdot (1 - 0)}{37,65} = 4,1, \text{ см}, \quad (3.51)$$

Определяем общие затраты времени на экскавацию горной массы в пределах блока при челноковой работе оборудования

$$t_3'' = \sum_{i=1}^n T_i \cdot n_i = 4,1, \text{ см}, \quad (3.52)$$

*Технологический график работ на уступе*

Вычисляем продолжительность бурения скважин в оставшейся части второго блока

$$\begin{aligned} T_6 &= \frac{L_{\text{бл}} \cdot (1 - K_{\text{о.б}}) \cdot [W + b \cdot (n_{\text{р}} - 1)] \cdot h}{f \cdot Q_{\text{б}} \cdot N_{\text{см}}} = \\ &= \frac{155 \cdot (1 - 0) \cdot [6 + 5 \cdot (1 - 1)] \cdot 10}{25 \cdot 130} = 2,86, \text{ сут}, \end{aligned} \quad (3.53)$$

где  $K_{\text{о.б}}$  – доля обуренной части блока к началу периода планирования;

$f$  – выход горной массы с 1м скважины,  $\text{м}^3/\text{м}$ ;

$Q_{\text{б}}$  – сменная эксплуатационная производительность бурового станка,  $\text{м}$ ;

$N_{\text{см}}$  – число рабочих смен бурового станка в течении суток, ед.

Определяем затраты времени на зарядку и забойку скважин

$$T_{\text{зар}} = \frac{Q_{\text{в.б}}}{Q_{\text{з.а}} \cdot N_{\text{зар.м}}} = \frac{7440}{22700 \cdot 1} = 0,3, \text{ см}, \quad (3.54)$$

$$T_{\text{заб}} = \frac{Q_{\text{з.б}}}{Q_{\text{з.с}} \cdot N_{\text{заб.м}}} = \frac{334,48}{15760 \cdot 1} = 0,02, \text{ см}, \quad (3.55)$$

Рассчитываем затраты времени на монтаж взрывной сети

$$T_{\text{м}} = \frac{0,01 \cdot N_{\text{СКВ}} \cdot N_{\text{в.м}}}{F \cdot T_{\text{см}}} = \frac{0,01 \cdot 32 \cdot 5,2}{3 \cdot 8} = 0,06, \text{ см}, \quad (3.56)$$

где  $N_{\text{СКВ}}$  – количество скважин в блоке, ед;

$N_{B.M}$  – норма времени на монтаж сети из 100 зарядов, чел-ч;

$F$  – количество взрывников, ведущих монтаж и проверку сети, вставку пиротехнических реле, чел.-ч.;

$T_{cm}$  – продолжительность смены, ч.

Находим время, необходимое для проверки сети, вставки пиротехнических реле, производства взрыва и осмотра забоя после взрыва

$$T_B = \frac{N_{сер} \cdot N_{B.B} + 0,01 \cdot N_{зам} \cdot N_{B.3}}{F \cdot T_{cm}} =$$
$$= \frac{1 \cdot 0,66 + 0,01 \cdot 31 \cdot 2,2}{3 \cdot 8} = 0,06, \text{ см}, \quad (3.57)$$

где  $N_{сер} = 3$  (равно числу рядов);  $N_{B.B} = 0,66$ ;

$N_{зам}$  – расход пиротехнических реле на блок = 31ед;

$N_{B.3}$  – норма времени на установку 100 пиротехнических реле, чел.-ч.

Определяем затраты времени на производство всего комплекса взрывных работ

$$T_{B.B} = (T_3 + T_{заб}) \cdot K_1 + T_m + T_B + T_{пр} =$$
$$= (0,3 + 0,02) \cdot 0,8 + 0,06 + 0,06 + 0,08 = 0,5, \text{ см}. \quad (3.58)$$

где  $K_1$  – коэффициент совмещения работ по зарядке и забойке скважин,  $K_1 = 0,8-0,9$ ;

$T_{пр}$  – время, необходимое для проветривания блока, смен.

Паспорта для производственных процессов в стеснённых условия представлены в графическом приложении, лист 7.

### 3.6.4 Экономическое обоснование проектного варианта

Подробный расчет экономических показателей проведен в п.8 Для обоснования экономической целесообразности проектного варианта из раздела «Экономическая часть» приведены таблицы калькуляции себестоимости 1 м<sup>3</sup> вскрышных работ и калькуляция себестоимости 1т добываемой руды. Целесообразность проектного варианта показана на основе расчета укрупненного технико-экономического обоснования в таблице 3.9.

Таблица 3.7 – Калькуляция себестоимости 1 м³ вскрыши

Статьи расхода	Процессы работ					Итого
	бурение	взрывание	экскавация	Транспор- тирование	Отвало- образование	
Вспомогательные материалы на технологические цели	13,8	8,3	15,1	26,9	12,6	76,7
Энергия на технологические цели	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
Основная заработная плата производственных рабочих	0,7	2,3	1,3	21,0	2,0	27,2
Дополнительная заработная плата производственных рабочих	0,3	1,1	0,6	10,6	10,6	23,3
Отчисления во внебюджетные фонды	0,3	1,0	0,6	9,5	3,8	15,2
Амортизация	3,6	0,0	6,6	13,3	0,4	23,9
Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	45,5
Цеховые расходы	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	19,1
Себестоимость	18,7	12,7	24,2	81,3	29,4	230,83

Таблица 3.8 – Калькуляция себестоимости 1т добычи.

Статьи расхода	Процессы работ				
	бурение	взрывание	экскавация	Транспор- тирование	Итого
Вспомогательные материалы на технологические цели	31,73	6,18	36,46	65,56	139,93
Энергия на технологические цели	-	-	-	-	0,00
Основная заработная плата производственных рабочих	10,03	20,97	9,74	58,03	98,77
Дополнительная заработная плата производственных рабочих	5,06	10,58	4,91	29,26	49,81
Отчисления во внебюджетные фонды	4,53	9,47	4,40	26,19	44,59
Амортизация	48,44	-	89,91	181,64	319,99
Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования	-	-	-	-	16,83
Налог на недра	-	-	-	-	106,68
Затраты на переработку	-	-	-	-	1232,44
Погашение вскрыши	-	-	-	-	1500,42
Цеховые расходы	-	-	-	-	6,87
Общехозяйственные и общецеховые расходы	-	-	-	-	863,64

Окончание таблицы 3.8

Статьи расхода	Процессы работ				
	бурение	взрывание	экскавация	Транспор- тирование	Итого
Внепроизводственные расходы	-	-	-	-	1000,00
Себестоимость					5379,96

Проект, расчет и обоснование его технико-экономических показателей опирается, главным образом, на повышение цен на покупку золота, и при его расчете за цену 1т руды принимается цена количества металла, извлекаемого из 1т руды. С учетом коэффициента извлечения фабрики, при переработке руды с содержанием 7,4 г/т, на выходе получается 6,5 г/т с ценой на момент расчёта за 1 грамм равной 2691,44 рублей.

Таблицы 3.9 – Сводные технико-экономические показатели проекта на доработку запасов КОГР «Центральное-2»

Показатель	Ед. изм.	показатель
1. Выручка от реализации полезного ископаемого	руб.	516958338
2. Эксплуатационные затраты на добычу полезного ископаемого	руб.	158977818
3. Эксплуатационные затраты на вскрышные работы	руб.	79867180
4. Прочие эксплуатационные расходы(20% от суммы строк 2 и 3)	руб.	47768999,6
5. Маржинальная прибыль (1-2-3-4)	руб.	230344340,4
6. Наклонные расходы и плановые накопления (20% от строки 5)	руб.	46068868,1
7. Прибыль от операций (5-6)	руб.	184275472,3
8. Амортизационные отчисления на реновацию оборудования	руб.	22275000
9. Балансовая прибыль (сумма строк 7 и 8)	руб.	162000472,3
10. Налог на прибыль (25% от строки 9)	руб.	40500118,1
11. Чистая прибыль (9-10)	руб.	121500354,2
Капитальные затраты	руб.	53595000
Простая норма прибыли	руб./руб.	2,3
Срок окупаемости	лет	0,4

Выручка от реализации полезного ископаемого

$$P = C_0 \cdot A_{\Pi} = 17\,494,36 \cdot 29\,550 = 516\,958\,338 \text{ руб./год,} \quad (3.59)$$

где  $C_0$ - цена золота, извлекаемого с 1т руды, руб.

Эксплуатационные расходы на добычу полезного ископаемого

$$З_д = C_д \cdot A_п = 5\,379,96 \cdot 29\,550 = 158\,977\,818, \text{ руб.} \quad (3.60)$$

где  $C_д$ - себестоимость 1 т. полезного ископаемого, руб.

Эксплуатационные расходы на производство вскрышных работ

$$З_в = C_в \cdot A_в = 230,83 \cdot 346\,000 = 79\,867\,180, \text{ руб.} \quad (3.61)$$

где  $C_в$ - себестоимость 1 м<sup>3</sup> вскрыши, руб.

Простая норма прибыли

$$H_п = \frac{П_ч}{K} = \frac{121500354,2}{53595000} = 2,3, \quad (3.62)$$

где  $П_ч$ - чистая годовая прибыль, тыс. руб.

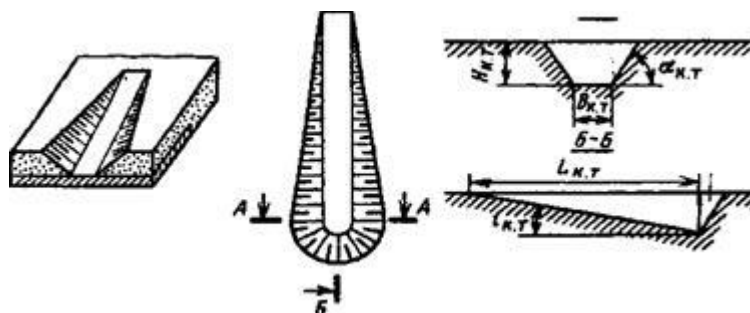
Срок окупаемости инвестиций

$$t_{ок} = \frac{K}{П_ч} = \frac{53595000}{121500354,2} = 0,4, \text{ лет,} \quad (3.63)$$

### 3.7 Технология проведения траншей

Вскрытие карьерного поля Центральное-2 Николаевского месторождения осуществляется капитальной наклонной траншеей со стороны юго-восточного борта карьера с горизонта +325м, с уклоном в 12% (120 промилле) по транспортной технологии с применением экскаватора Hitachi EX-1200 и автосамосвалов БелАЗ 7555В. В дальнейшем связаная в единую транспортную сеть, представляющую собой систему траншей.

Вскрышные породы размещаются во внешних отвалах.



Длина наклонной траншеи в плане связана с ее глубиной и продольным уклоном

$$L_т = \frac{100 \cdot H_т}{i_p} = \frac{100 \cdot 10}{10} = 100, \text{ м,} \quad (3.64)$$



где  $i_p$  – направляющий уклон траншеи, %.

Глубина погружения внешней капитальной траншеи принимается равная высоте уступа

$$H_n = h = 10 \text{ м}$$

Схема подачи авто самосвалов под погрузку – тупиковая.

Рассчитываем ширину нижнего основания траншеи

$$b_T = 2 \cdot R_a + 2 = 2 \cdot 9 + 2 = 20, \text{ м}, \quad (3.65)$$

Рассчитываем объем работ на горизонте 325-315

Объем вскрывающей наклонной траншеи

$$\begin{aligned} V_{BT} &= \frac{100 \cdot H_T^2}{i_p} \cdot \left( \frac{b_t}{2} + \frac{2 \cdot H_T}{3 \cdot \operatorname{tg} \alpha} \right) = \\ &= \frac{100 \cdot 10^2}{12} \cdot \left( \frac{20}{2} + \frac{2 \cdot 10}{3 \cdot \operatorname{tg} 70} \right) = 23\,595,84, \text{ м}^3, \end{aligned} \quad (3.66)$$

Объем разрезной траншеи

$$\begin{aligned} V_{PT} &= h \cdot L_{PT} \cdot (b_{PT} + H \cdot \operatorname{ctg} \alpha) = \\ &= 10 \cdot 79 \cdot (20 + 10 \cdot \operatorname{ctg} 70) = 18\,675,6, \text{ м}^3, \end{aligned} \quad (3.67)$$

Определяем время проходки вскрывающей и разрезной траншеи

$$\begin{aligned} t_{BT} + t_{PT} &= \frac{V_{BT} + V_{PT}}{\eta \cdot \sum_{i=1}^n Q_{\text{Э}i}} = \\ &= \frac{23595,84 + 18675,6}{0,5 \cdot 1 \cdot 956\,018} = 0,08, \text{ года}, \end{aligned} \quad (3.68)$$

где  $V_{BT}$  и  $V_{PT}$  – соответственно, объем вскрывающей и разрезной траншеи,  $\text{м}^3$ ;

$\eta$  – коэффициент снижения производительности экскаватора при проведении траншеи;

$n$  – количество экскаваторов, занятых на проходке траншеи, ед.;

$Q_{\text{Э}i}$  – годовая производительность экскаватора,  $\text{м}^3$ .

Значение коэффициента  $\eta$  зависит от принятых способа и схемы проходки:  
 $\eta = 0,4\text{--}0,5$  при проведении траншей узкой полосой сплошным забоем с нижней погрузкой.

Вычисляем объём работ по разному бортов траншеи. При полной траншейной подготовке горизонтов он составит

$$V_{PB} = [П + h \cdot (ctgp + ctg\alpha)] \cdot L_p \cdot h =$$

$$= [30,5 + 10 \cdot (ctg60 + ctg70)] \cdot 79 \cdot 10 = 31532,06, \text{ м}^3, \quad (3.69)$$

Вычисляем минимальную ширину рабочей площадки при однорядном взрывании

$$П_{\min} = B + C + T + \delta = 6 + 2,5 + 20 + 2 = 30,5, \text{ м}, \quad (3.70)$$

где В – ширина буровой заходки, м;

С = 2,5–3,5 – расстояние от оси пути (автодороги) до нижней бровки экскаваторной заходки, м;

Т – ширина транспортной полосы, м;

δ – ширина возможной призмы обрушения, м.

$$B = W + b \cdot (n_p - 1) = 6 + 5 \cdot (1 - 1) = 6, \text{ м}, \quad (3.71)$$

Время, затрачиваемое на разнос бортов

$$t_{PB} = \frac{V_{PB}}{n_3 Q_{ЭГ}} = \frac{31532,06}{1 \cdot 956\,018} = 0,03, \text{ лет}. \quad (3.72)$$

где  $n_3$  – количество экскаваторов, занятых на разносе бортов траншей.

Расчёт вскрытия горизонта 315-305 осуществляется так же, как и для горизонта 325-315. Рассчитанные значения сведены в таблицу 3.10.

Таблица 3.10 – Объемы вскрывающих и разрезных траншей

Горизонт	Объем вскрывающей траншеи, м <sup>3</sup>	Объем разрезной траншеи, м <sup>3</sup>	Время проходки вскрывающей и разрезной траншей, мес.	Объем по разносу бортов траншеи, м <sup>3</sup>	Время затрачиваемое на разнос бортов траншеи, мес.
325-315	23 595,84	18 675,6	0,08	31 532,06	0,03
315-305	23 595,84	11 820	0,07	19 957	0,02
Итого	47 191,68	30 495,6	0,15	51 489,06	0,05

### 3.7.1 Состав горнотранспортного комплекса

- экскаваторы – гидравлические экскаваторы Hitachi ZX-450 (обратная лопата) с ковшом 2,6 м<sup>3</sup> и Komatsu PC750 (прямая лопата) с ковшом 4,5 м<sup>3</sup>;

- буровые станки – Atlas Copco ROC L6 (ударно-вращательного действия) с диаметром скважин 152 мм;
- бульдозеры на отвалообразовании – KOMATSU D-355;
- автосамосвалы – для транспортировки руды из карьера на обогатительную фабрику предусматриваются автосамосвалы БелАЗ-7540В, грузоподъемностью 30т. Для перемещения вскрышных пород в отвалы - шарнирно-сочлененные автосамосвалы Terex TA400, грузоподъемностью 38 т. и БелАЗ-7540В;
- орошение дорог, мест погрузки руды и породы, отвалов в теплое время года и посыпка в зимнее производится машиной КО-829АД-06 (КамАЗ-43118);
- очистка дорог осуществляется автогрейдером ДЗ-98Б;
- доставка ВМ выполняется специально оборудованными машинами КамАЗ-43114;
- оборка уступов производится машиной ППС 141-36.

### 3.8 Система разработки

Николаевское золоторудное месторождение разрабатывается по условиям залегания рудного тела и физико-механическим свойствам руды и вскрышных пород месторождения транспортной системой разработки с перемещением вскрышных пород во внешние отвалы.

В условиях Николаевского месторождения из-за малых размеров карьера и, соответственно, объемов горных работ для перевозки горной массы предусматривается применение автомобильного транспорта.

Рельеф поверхности простой. По топографическим условиям карьер относится к равнинным.

По условиям залегания рудного тела и физико-механическим свойствам руды и вскрышных пород для разработки месторождения применяется транспортная система разработки с перемещением вскрышных пород во внешние отвалы.

В карьере руда представлена одним технологическим типом, поэтому проектом предусматривается валовая выемка руды.

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						54
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

В связи с небольшой мощностью и круто-наклонным падением рудного тела, добычу руды ведем десятиметровыми уступами.

Отработку вскрышных пород ведем также десятиметровыми уступами. Обоснование высоты уступа приведено в п.3.9.2.1.

Вычисляем расчётную ширину рабочей площадки

$$П_p = B_p + C_1 + T + m + \delta = 24 + 2,5 + 20 + 3,5 + 2 = 52, \text{ м}, \quad (3.73)$$

где  $C_1 = 2,5-3,5$  – расстояние от оси автодороги до нижней бровки экскаваторной заходки, м;

$T$  – ширина транспортной полосы, м;

$m = 3,5$  – расстояние от ЛЭП до кромки транспортной полосы, м;

$\delta$  – ширина возможной призмы обрушения, м.

Рассчитываем минимальную ширину рабочей площадки для работы в стеснённых условия

$$П_{\min} = A_p + C_1 + T + \delta = 6 + 2,5 + 20 + 2 = 30,5, \text{ м}, \quad (3.74)$$

где  $A_6$  – ширина буровой заходки при однорядном взрывании, м;

$C_1 = 2,5-3,5$  – расстояние от оси автодороги до нижней бровки экскаваторной заходки, м;

$T$  – ширина транспортной полосы, м;  $\delta$  – ширина возможной призмы обрушения, м.

Находим значение угла откоса рабочего борта карьера

- при  $П_p=52\text{м}$

$$\varphi = \arctg\left(\frac{10}{52 + 10 \cdot \text{ctg}70}\right) = 11^\circ 32', \quad (3.75)$$

- при  $П_{\min}=30,5\text{м}$

$$\varphi = \arctg\left(\frac{10}{30,5 + 10 \cdot \text{ctg}70}\right) = 16^\circ 19'. \quad (3.76)$$

где  $h$  – высота уступа, м;

$П$  – ширина рабочей площадки, м;

$\alpha$  – угол откоса уступа, град.

Длина экскаваторного блока для горизонта +315 м. равна 79 метров, для горизонта +305м. равна 50 метров. Длина фронта работ – 129 метров.

Углы откоса рабочего и нерабочего уступов равны 70° и 60° (п.3.9.1.3).

### 3.9 Технология и организация производственных процессов

#### 3.9.1 Подготовка пород к выемке

##### 3.9.1.1 Оценка горно-технологических характеристик горных пород

Одной из наиболее распространенных в горном деле является классификация горных пород по крепости, разработанная в 1910г. М.М. Протодяконовым. На основе её были созданы сначала местные классификации горных пород по буримости и взрываемости, а затем отраслевые и межотраслевые классификации, рассчитанные на единое применение во всех отраслях горнодобывающей промышленности. В последнее время были сделаны попытки создания универсальных классификаций, из которых особого внимания заслуживает принцип оценки сопротивляемости горных пород разрушению с использованием единого интегрального показателя, предложенный Московской научной школой во главе с акад. В.В. Ржевским [13].

Таблица. 3.11 –Характеристика пород

Предел прочности пород, кгс/см <sup>2</sup>	Показатели
- на одноосное сжатие	1200
- на растяжение	76
- на сдвиг	140
Плотность пород, т/м <sup>3</sup>	2,7
Коэффициент трещиноватости	0,7
Обводненность пород	обводненные

Рассчитываем показатель трудности разрушения

$$\begin{aligned}
 P_p &= 0,005 \cdot K_{тр} \cdot (\sigma_{сж} + \sigma_p + \sigma_{сдв}) + 0,5 \cdot \gamma = \\
 &= 0,005 \cdot 0,7 \cdot (1200 + 76 + 140) + 0,5 \cdot 2,7 = 6,3. \quad (3.77)
 \end{aligned}$$

где  $P_p$  – показатель трудности разрушения пород;

$K_{тр}$  – коэффициент трещиноватости;

$\sigma_{сж}$  – временные сопротивления пород на сжатие, кгс/см<sup>2</sup>;

$\sigma_p$  – временные сопротивления пород на растяжение, кгс/см<sup>2</sup>;

$\sigma_{\text{сдв}}$  – временные сопротивления пород сдвиг, кгс/см<sup>2</sup>;

$\gamma$  - плотность пород, т/м<sup>3</sup>.

Классифицируем породы по трудности разрушения по В.В. Ржевскому [13], как II класс по трудности разрушения - легкоразрушаемые скальные породы.

### 3.9.1.2 Оценка буримости и взрываемости горных пород. Выбор основного оборудования

Рассчитаем показатель трудности бурения

$$\begin{aligned} P_6 &= 0,007 \cdot (\sigma_{\text{сж}} + \sigma_{\text{сдв}}) + 0,7 \cdot \gamma = \\ &= 0,007 \cdot (1200 + 140) + 0,7 \cdot 2,7 = 11,3, \end{aligned} \quad (3.78)$$

где  $P_6$  – показатель трудности бурения;

$\sigma_{\text{сж}}$ ,  $\sigma_{\text{сдв}}$ ,  $\gamma$  – то же что и в формуле (3.77).

Классифицируем породы по трудности бурения по В.В. Ржевскому [13], как труднобуримые, III категория.

Рассчитаем удельный эталонный расход эталонного ВВ

$$\begin{aligned} q_3 &= 0,02 \cdot (\sigma_{\text{сж}} + \sigma_{\text{р}} + \sigma_{\text{сдв}}) + 2 \cdot \gamma = \\ &= 0,02 \cdot (1200 + 76 + 140) + 2 \cdot 2,7 = 33,7, \text{ г/м}^3. \end{aligned} \quad (3.79)$$

где  $q_3$  – удельный эталонный расход ВВ, г/м<sup>3</sup>;

$\sigma_{\text{сж}}$ ,  $\sigma_{\text{р}}$ ,  $\sigma_{\text{сдв}}$ ,  $\gamma$  – то же что и в формуле (3.77).

Классифицируем породы по взрываемости по В.В. Ржевскому [11], как весьма трудновзрываемые  $q_3=30,1 - 40$  г/м<sup>3</sup>, IV класс.

### 3.9.1.3 Выбор бурового инструмента. Эксплуатационные параметры скважин

Таблица 3.12 – Обоснование высоты уступа и углов бортов карьера

Категория пород	Группа пород	Характеристика пород слагающих уступ	Высота рабочего уступа	Угол откоса уступа	
				Рабочего	Нерабочего
I	Крепкие, скальные	Крепкие слаботрещиноватые и слабовыветрелые	10	70	60

Рассчитываем диаметр скважины

$$d_c = K_{\text{рс}} \cdot d_d = 1,06 \cdot 140 = 148, \text{ мм}, \quad (3.80)$$

где  $d_c$  – диаметр скважины, мм.;

$K_{pc}$  – коэффициент расширения скважин при бурении (изменяется от 1,05 в практически монолитных породах до 1,20 в чрезвычайно трещиноватых);

$d_d$  – диаметр долота, мм.

Вычисляем глубину перебура

$$l_n = 0,2 \cdot h = 0,2 \cdot 10 = 2, \text{ м}, \quad (3.81)$$

где  $h$  – высота уступа (п.3.9.2), м.

Вычисляем длину скважины

$$L_{скв} = \frac{h}{\sin \beta} + l_n = \frac{10}{\sin 90^\circ} + 2 = 12, \text{ м}, \quad (3.82)$$

где  $h_y$  – высота уступа, м;

$l_{пер}$  – длина перебура, м;

$\beta$  – угол наклона скважины к горизонту ( $\beta = 90^\circ$ ).

Определяем средний оптимальный размер куска взорванной горной массы

$$d_{ср.о} = (0,15 \div 0,2) \cdot \sqrt[3]{E} = 0,17 \cdot \sqrt[3]{4,5} = 0,28, \text{ м}. \quad (3.83)$$

где  $E$  – вместимость ковша экскаватора принятой модели,  $\text{м}^3$ .

#### 3.9.1.4 Режим бурения и производительность буровых станков

Техническая скорость бурения для станков шарошечного бурения

$$V_b \approx \frac{2,5 \cdot 10^{-2} \cdot P_o \cdot n_o}{P_b \cdot d_d^2} = \frac{2,5 \cdot 10^{-2} \cdot 182 \cdot 2,36}{11,3 \cdot 0,148^2} = 43,4, \text{ м/ч}, \quad (3.84)$$

где  $P_o$  – усилие подачи, кН;

$n_o$  – частота вращения бурового става,  $\text{с}^{-1}$ ;

$d_d$  – диаметр долота, м.

Сменная эксплуатационная производительность бурового станка

$$Q_b = \frac{T_{см} - T_{пер}}{t_o + t_b} = \frac{8 - 1,1}{0,023 + 0,033} = 130, \text{ м/см}, \quad (3.85)$$

где  $T_{см}$  – продолжительность смены, ч;

$T_{пер}$  – длительность ежесменных перерывов в работе 0,9–1,3 ч;

$t_o$  – основное время бурения 1м скважины;

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						58
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$t_b$  – затраты времени на выполнения вспомогательных операций при бурении 1 м скважины, ч.

$$t_o = \frac{1}{V_6} = \frac{1}{43,4} = 0,023, \text{ ч}, \quad (3.86)$$

Определяют годовую производительность бурового станка

$$Q_{б.г} = Q_6 \cdot N_{p.c.} = 130 \cdot 415 = 53\,950, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (3.87)$$

где  $N_{p.c.}$  – число рабочих смен бурового станка в течении года с учетом их целосменных простоев.

Устанавливают рабочий парк буровых станков

$$N_{p.б} = \frac{A_{гм}}{\gamma \cdot f \cdot Q_{б.год}} = \frac{8\,210\,000}{2,7 \cdot 22,2 \cdot 53\,950} = 2,5 \approx 3, \text{ ед.} \quad (3.88)$$

где  $A_{гм}$  – годовая производительность карьера по горной массе, т;

$Q_{б.г}$  – годовая производительность бурового станка, м.

Принимают 3 ед. буровых станков Driltech D245S.

### 3.9.1.5 Проектный удельный расход взрывчатых веществ.

#### Конструкция скважинного заряда

Скважины обводненные, выбираем эмульсионные ВВ – Эмульсолит П-А-20 (полиэтиленовая оболочка с механической смесью эмульсионного состава, водного раствора нитрита натрия и гранулированной аммиачной селитрой.)

Применяем сплошной колонковый скважинный заряд.

Таблица 3.13 – Характеристики принятого ВВ

Взрывчатое вещество	Переводной коэффициент ВВ	Теплота взрыва, Ккал/кг	Масса ВВ В патроне. кг	Плотность, г/см <sup>3</sup>	Скорость детонации, Км/с
Эмульсолит П-А-20	0,76	1353	10	1,4	4,8-5,0

Вычисляют проектный удельный расход ВВ. Месторождение рудное, используем для расчета методику «Гипроруды» [14].

Рассчитаем проектный удельный расход ВВ

$$q'_п = q'_э \cdot K_{ВВ} \cdot K_{ДК} \cdot K_{СЗ} = 0,8 \cdot 0,76 \cdot 1,29 \cdot 1,1 = 0,8, \text{ кг/м}^3, \quad (3.89)$$



где  $q'_{\text{э}}$  – удельный расход эталонного ВВ, кг/м<sup>3</sup>, при размере кондиционного куска 1000 мм и диаметре заряда 243 мм, кг/м<sup>3</sup>;

$K_{\text{дк}}$  – поправочный коэффициент, учитывающий средний оптимальный размер кондиционного куска;

$K_{\text{сз}}$  – поправочный коэффициент, учитывающий расчетный диаметр скважины.

Длина забойки

$$l_{\text{з}} = (20 - 30) \cdot d_{\text{с}} = 20 \cdot 0,148 = 2,9, \text{ м}, \quad (3.90)$$

Длину забойки округляем до 3-х метров.

Длина заряда для сплошного колонкового заряд

$$L_{\text{ВВ}} = L_{\text{СКВ}} - L_{\text{з}} = 12 - 3 = 9, \text{ м}. \quad (3.91)$$

где  $L_{\text{ВВ}}$  – длина заряда, м;

$L_{\text{СКВ}}$  – длина скважины, м;

$L_{\text{з}}$  – длина забойки, м.

В качестве промежуточного инициатора используем шашку-детонатор ТГФ-850Э.

Таблица 3.14 – Характеристики принятого промежуточного инициаторы

Шашка-детонатор	Масса, г	Условия применения	Форма и конструкция
ТГФ-850Э (тротило-гексогеновые литые)	850	Сухие и обводненные скважины с температурой при зарядании до 85 °С	Литой цилиндр с осевым каналом под 4 нити ДШ

Используем на скважину 1 шашку.

### 3.9.1.6 Параметры сетки скважин и скважинных зарядов

Вычисляем наибольшее значение линии сопротивления по подошве уступа

$$\begin{aligned}
 W_{\text{р}} &= 53 \cdot \frac{1}{\sin \beta} \cdot K_{\text{в}} \cdot d_{\text{с}} \cdot \sqrt{\frac{\Delta \cdot m}{\gamma \cdot K_{\text{ВВ}}}} = \\
 &= 53 \cdot \frac{1}{\sin 90} \cdot 1 \cdot 0,148 \cdot \sqrt{\frac{1,4 \cdot 0,85}{2,7 \cdot 0,76}} = 6, \text{ м}, \quad (3.92)
 \end{aligned}$$

где  $\beta$  – угол наклона скважины к горизонту, град;

$K_{\text{в}}$  – коэффициент, учитывающий взрываемости пород и равный для трудновзрываемых – 1;

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						60
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$d_c$  – диаметр скважины, м;

$\Delta$  – плотность ВВ, выбранного ранее;

$m$  – коэффициент сближения зарядов (для легковзрываемых пород  $m=1,1-1,2$ ; для пород средней взрываемости –  $1-1,1$ ; для трудновзрываемых –  $0,85-1$ ).

Находим величину ЛСПП с учетом требования безопасности ведения буровых работ у бровки уступа

$$\begin{aligned} W_6 &= b_{\pi} + h \cdot (\operatorname{ctg}\alpha - \operatorname{ctg}\beta) = \\ &= 2 + 10 \cdot (\operatorname{ctg}70 - \operatorname{ctg}90) = 5,6, \text{ м}, \end{aligned} \quad (3.93)$$

где  $b_{\pi}$  – ширина возможной призмы обрушения;

$h$  – высота рабочего уступа, м;

$\alpha$  – угол откоса рабочего уступа, град.

$$b_{\pi} = h \cdot (\operatorname{ctg}\alpha_y - \operatorname{ctg}\alpha) = 10 \cdot (\operatorname{ctg}60 - \operatorname{ctg}70) = 2, \text{ м}, \quad (3.94)$$

где  $\alpha_y$  – угол устойчивого откоса уступа (угол откоса уступа при погашении бортов), град.

$W_6 < W_p$  - условие выполняется, для дальнейших расчетов берем большее значение  $W_p = 6$  м.

Определяем расстояние между скважинами

$$a = m \cdot W = 0,85 \cdot 6 = 5,1, \text{ м}, \quad (3.95)$$

Принимаем,  $a = 5$  м.

Принимаем многорядное короткозамедленное взрывание, что позволяет существенно снизить выход негабарита, с прямоугольным расположением скважин, позволяющее в свою очередь уменьшить затраты времени на переезд бурового станка от скважины к скважине. Расстояние между рядами ( $b$ ) принимаем равное 5м.

Устанавливают ширину буровой заходки

$$A_6 = W + b \cdot (n_p - 1) = 6 + 5 \cdot (3 - 1) = 16, \text{ м}, \quad (3.96)$$

где  $n_p$  – число рядов взрываваемых скважин.

Рассчитываем массу заряда в скважинах первого и последующих рядов

$$Q'_3 = q_{\pi} \cdot W \cdot a \cdot h = 0,8 \cdot 6 \cdot 5 \cdot 10 = 240, \text{ кг}, \quad (3.97)$$

$$Q_3'' = q_{\text{п}} \cdot a \cdot b \cdot h = 0,8 \cdot 5 \cdot 5 \cdot 10 = 200, \text{ кг}, \quad (3.98)$$

Определяем вместимость ВВ в скважине

$$p = 7,85 \cdot d_c^2 \cdot \Delta = 7,85 \cdot 1,48^2 \cdot 1,4 = 24, \text{ кг/м}, \quad (3.99)$$

где  $d_c$  – диаметр скважины, дм.

В соответствии с выбранной конструкцией скважинного заряда вычисляют массу заряда по условиям вместимости его в скважину

$$Q_{\text{ВВ}} = p \cdot l_{\text{ВВ}} = 24 \cdot 9 = 316, \text{ кг}, \quad (3.100)$$

Проверяем расчетную массу заряда по вместимости

$$Q_3'(Q_3'') \leq Q_{\text{ВВ}} \quad (3.101)$$

$$240 (200) \leq 216$$

В первом ряду скважин масса заряда не удовлетворяет по условию вместимости.

Уменьшаем длину забойки до 2-х метров и производим корректировку длины заряда.

Длина сплошного колонкового заряд

$$L_{\text{ВВ}} = L_{\text{СКВ}} - L_3 = 12 - 2 = 10, \text{ м}, \quad (3.102)$$

В соответствии с внесенными изменениями длины забойки, пересчитываем массу заряда по условиям вместимости его в скважину

$$Q_{\text{ВВ}} = p \cdot l_{\text{ВВ}} = 24 \cdot 10 = 240, \text{ кг}, \quad (3.103)$$

Проверяют расчетную массу заряда по вместимости:

$$Q_3'(Q_3'') \leq Q_{\text{ВВ}} \quad (3.104)$$

$$240 (200) \leq 240$$

Условие выполняется!

Паспорта ведения буровзрывных работ представлены на графическом приложении, лист 6.

### 3.9.1.7 Размеры взрывного блока

Вычисляем объем взрывного блока по условиям обеспеченности экскаватора, выбранного выше, взорванной горной массой

$$V_{\text{бл}} = Q_{\text{см.э}} \cdot n_{\text{см}} \cdot n_{\text{д}} = 2078,3 \cdot 2 \cdot 2 = 8313,2, \text{ м}^3, \quad (3.105)$$

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						62
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

где  $Q_{см.э}$  – сменная производительность экскаватора,  $м^3$ ;

$n_{см}$  – число рабочих смен экскаватора в течении суток, ед;

$n_d$  – обеспеченность экскаватора взорванной горной массой, сут, (принимая равный 2, так как взрывы производят 1 раз в два дня).

Рассчитываем длину взрывного блока

$$L_{бл} = \frac{V_{бл}}{[W + b \cdot (n_p - 1)] \cdot h} =$$
$$= \frac{8313,2}{[6 + 5 \cdot (3 - 1)] \cdot 10} = 52, \text{ м}, \quad (3.106)$$

где  $W$  – откорректированная линия сопротивления по подошве, м.

Находим число скважин в одном ряду

$$n'_{скв} = \frac{L_{бл}}{a} + 1 = \frac{52}{5} + 1 = 11,4, \text{ ед}, \quad (3.107)$$

Округляем полученное значение количества скважин до целого и производим корректировку объёма и длинны взрывного блока.

$$n'_{скв} = 11 \text{ ед},$$

$$L'_{бл} = 50 \text{ м},$$

$$V'_{бл} = 8000 \text{ м}^3,$$

Вычисляем расход ВВ на блок

$$Q_{в.б} = q_p \cdot V'_{бл} = 0,8 \cdot 8000 = 6400, \text{ кг}, \quad (3.108)$$

где  $V'_{бл}$  – скорректированный объем блока,  $м^3$ .

Находим оптимальный интервал замедления между группами зарядов при короткозамедленном взрывании детонирующим шнуром

$$\tau = K \cdot W = 1,5 \cdot 6 = 9, \text{ кг}, \quad (3.109)$$

Так как используется многорядное взрывание интервал замедления увеличиваем на 25%, и принимаем равный 11,3 мс.

Ближайшее подходящее реле - РП-8М с замедлением 20 мс.

Вычисляем выход горной массы с 1м скважины

$$f = \frac{[W + b \cdot (n_p - 1)] \cdot a \cdot h}{n_p \cdot L_{скв}} =$$

$$= \frac{[6 + 5 \cdot (3 - 1)] \cdot 5 \cdot 10}{3 \cdot 12} = 22,2, \text{ м}^3/\text{м}, \quad (3.110)$$

Угол между линией верхней бровки уступа и линией расположения одновременно взрываваемых скважин равен  $\Psi = 75^\circ$ .

Принимаем схему коммутации МКЗВ: диагональная с клиновым врубом.

Вычисляем среднюю скорость смещения частиц породы на стенках зарядной камеры

$$V_c = 4370 - 1050 \cdot l_{cp} = 4370 - 1050 \cdot 1,4 = 2900, \text{ м/с}, \quad (3.111)$$

где  $L_{cp}$  – средний размер структурного блока в массиве, м.

Рассчитываем начальную скорость полета кусков породы

$$\begin{aligned} V_o &= 2 \cdot V_c \cdot \left( \frac{q_1}{\pi \cdot \Delta} \right)^{0,5 \cdot n_1} = \\ &= 2 \cdot 2900 \cdot \left( \frac{0,68}{3,14 \cdot 1,4 \cdot 1000} \right)^{0,5 \cdot 1,27} = 22, \quad \frac{\text{м}}{\text{с}}, \end{aligned} \quad (3.112)$$

где  $q_1$  – удельный расход ВВ по первому ряду скважин  $\text{кг/м}^3$ ;

$\Delta$  – плотность ранее выбранного ВВ,  $\text{кг/м}^3$ .

Величину  $q_1$  находим по выражению

$$q_1 = \Pi_o \cdot q_{\pi} = 0,85 \cdot 0,8 = 0,68, \text{ кг/м}^3, \quad (3.113)$$

где  $\Pi_o$  – коэффициент, учитывающий фактическое состояние откоса уступа ( $\Pi_o=0,85$ )

Значение показателя степени  $n_1$  определяется по формуле

$$n_1 = 1,35 - 0,06 \cdot l_{cp} = 1,35 - 0,06 \cdot 1,4 = 1,27, \quad (3.114)$$

Рассчитываем высоту откольной зоны над подошвой уступа при взрывании с перебором

$$h_o = 0,5 \cdot (l_{vv} - l_{пер}) = 0,5 \cdot (10 - 2) = 4, \text{ м}, \quad (3.115)$$

Для принятого угла наклона скважин  $\beta=90$  градусов к горизонту находим максимальную дальность ( $\Delta B_0$ , м) взрывного перемещения породы (порядная схема МКЗВ) при взрывании на подобранный откос уступа.  $\Delta B_0=19,4$  м.

Вычисляем дальность взрывного перемещения породы при выбранной схеме коммутации

$$\begin{aligned}\Delta B_{\psi} &= \Delta B_0 \cdot (0,73 + 0,27 \cdot \cos 2\psi) = \\ &= 19,4 \cdot (0,73 + 0,27 \cdot \cos 2 \cdot 75) = 9,6, \text{ м},\end{aligned}\quad (3.116)$$

Определяем общую ширину развала взорванной горной массы

$$B_p = A_6 + \Delta B_{\psi} - h_0 \cdot \operatorname{ctg} \alpha = 16 + 9,6 - 3,5 \cdot \operatorname{ctg} 70 = 24, \text{ м}, \quad (3.117)$$

где  $A_6$  – ширина буровой заходки, м;

$\alpha$  – угол откоса уступа, град.

Для принятого ранее экскаватора рассчитываем ширину нормальной экскаваторной заходки

$$A_9 = (1,5 \div 1,7) \cdot R_{\text{чы}} = 1,5 \cdot 11,5 = 17,3, \text{ м}, \quad (3.118)$$

где  $R_{\text{чы}}$  – радиус черпания экскаватора на горизонте установке, м.

Определяем число заходов, за которое отрабатывается развал

$$t = B_p / A_9 = 24 / 17,3 = 2, \text{ ед}, \quad (3.119)$$

Рассчитываем значения для построения профиля развала

$$C = 1,15 \cdot q_1 \cdot A_6 = 1,15 \cdot 0,68 \cdot 16 = 12,5, \text{ м}, \quad (3.120)$$

Рассчитываем отношение ширины буровой заходки к ширине развала

$$n = A_p / B_p = 16 / 24 = 0,6, \quad (3.121)$$

Определяем высоту развала в первой точке

$$\begin{aligned}h_1 &= 0,5 \cdot n \cdot h \cdot (3 - n^2) \cdot [(1 - n)^t + 1] = \\ &= 0,5 \cdot 0,6 \cdot 10 \cdot (3 - 0,6^2) \cdot [(1 - 0,6)^2 + 1] = 9, \text{ м},\end{aligned}\quad (3.122)$$

Устанавливаем высоту развала в каждой из остальных точек

$$m_2 = \frac{x_2}{B_p} = \frac{9,22}{24} = 0,38, \quad (3.123)$$

$$h_2 = h \cdot (1 - m_2)^{(1-n)^t} = 10 \cdot (1 - 0,38)^{(1-0,6)^2} = 9,3, \text{ м}, \quad (3.124)$$

$$m_3 = \frac{x_3}{B_p} = \frac{16,4}{24} = 0,68, \quad (3.125)$$

$$h_3 = h \cdot (1 - m_3)^{(1-n)^t} = 10 \cdot (1 - 0,68)^{(1-0,6)^2} = 8,3, \text{ м}, \quad (3.126)$$

$$m_4 = \frac{x_4}{B_p} = \frac{19,7}{24} = 0,82, \quad (3.127)$$

$$h_4 = h \cdot (1 - m_4)^{(1-n)^t} = 10 \cdot (1 - 0,82)^{(1-0,6)^2} = 7,6, \text{ м}, \quad (3.128)$$

$$h_5 = 0$$

Находят средний коэффициент разрыхления в профиле развала

$$K_p = 0,5 \cdot (3 - n^2) = 0,5 \cdot (3 - 0,6^2) = 1,3. \quad (3.129)$$

Схема развала представлена на графическом приложении, лист 6.

### 3.9.1.8 Расход средств инициации на блок. Выход и дробление негабарита

Определяем расход ДШ на скважину

$$l_{\text{дш}} = l_c + l_1 + l_2 = 12 + 1,5 + 1,5 = 15, \text{ м}, \quad (3.130)$$

Общее число скважин в блоке находят по выражению

$$N_c = n''_{\text{СКВ}} \cdot n_p = 11 \cdot 3 = 33, \text{ ед}, \quad (3.131)$$

где  $n_{\text{СКВ}}$  – число скважин в одном ряду, ед.;

$n_p$  – количество взрывааемых рядов, ед.

Рассчитывают расход шашек-детонаторов на блок

$$N_{\text{ш}} = N_c \cdot n_{\text{ш}} = 33 \cdot 1 = 33, \text{ ед}, \quad (3.132)$$

Определяем расход ДШ на блок

$$l = \sum_{i=1}^{N_c} l_{\text{дш}} + 2 \cdot l_{\text{ш}} = 15 \cdot 33 + 2 \cdot 282 = 1059, \text{ м}, \quad (3.133)$$

где  $l_1$  – количество ДШ, необходимое для присоединения промежуточного инициатора,  $l_1 = 1 \div 1,5$  м;

$l_2$  – количество ДШ, необходимое для соединения концевиков ДШ с магистралью,  $l_2 = 1 \div 1,5$  м;

$N_c$  – общее число скважин в блоке, ед.;

$l_{\text{ш}}$  – длина магистральной линии ДШ, м.

Расход ЭД для иницирования ДШ в блоке равен 2 единицы.

Вычисляем удельный расход СИ

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						66
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$\text{Удельный расход ДШ} = \frac{1059}{8000} = 0,13, \quad (3.134)$$

$$\text{Удельный расход РП – 8М} = \frac{22}{8000} = 0,0027, \quad (3.135)$$

$$\text{Удельный расход } N_{\text{ш}} = \frac{33}{8000} = 0,004, \quad (3.136)$$

$$\text{Удельный расход ЭД} = \frac{2}{8000} = 0,00025, \quad (3.137)$$

Вычисляем годовой расход ВВ и СИ

$$\text{ВВ} = 0,8 \cdot 3040740,74 = 2432592,6 \text{ кг} = 2432,6 \text{ т.};$$

$$\text{ДШ} = 0,13 \cdot 3040740,74 = 395296,3 \text{ м.};$$

$$\text{РП – 8М} = 0,0027 \cdot 3040740,74 = 8210 \text{ ед.};$$

$$N_{\text{ш}} = 0,004 \cdot 3040740,74 = 12163 \text{ ед.};$$

$$\text{ЭД} = 0,00025 \cdot 3040740,74 = 760,2 \text{ ед.}$$

Выбираем смесительно-зарядную машину МЗВ-20, в таблице 3.15 представлены характеристики машины.

Таблица 3.15 – Технические характеристики смесительно-зарядной машины МЗВ-20

Показатель	МЗВ-20
Грузоподъемность, т	8
Производительность подающего механизма, гк/мин	200-300
Число обслуживающего персонала	2
Подача ВВ	Насосом
Характеристика ВВ	Эмульсионные

Рассчитываем сменную производительность зарядного агрегата

$$\begin{aligned}
 Q_{\text{з.а}} &= \frac{T_{\text{пр}} \cdot G_6}{\frac{2 \cdot l}{V} + t_{\text{гр}} + k \cdot \frac{G_6 \cdot t_3}{Q_{\text{з.с}}}} = \\
 &= \frac{7,2 \cdot 8}{\frac{2 \cdot 20}{20} + 0,5 + 1,4 \cdot \frac{8 \cdot 0,64}{194}} = 22,7, \text{ т}, \quad (3.138)
 \end{aligned}$$

где  $T_{\text{пр}} = 7,2$  – время производительной работы за смену, ч;

$G_6$  – грузоподъемность зарядного агрегата ( $G_6 = 10$  т);

$l$  – расстояние транспортирования ВВ ( $l = 7.5$  км);



$V = 15 \div 20$  – скорость движения машины, км/ч;

$t_{гр} = 0,5$  – время загрузки агрегата, ч;

$k = 1,3 \div 1,5$  – коэффициент, учитывающий время переездов машины между скважинами и подготовки к заряданию;

$t_3$  – время зарядания одной скважины, ч;  $Q_{з.с.}$  – средняя масса скважинного заряда, т.

$$Q_{з.с} = Q_{в.б}/N_c = 6400/33 = 194, \text{ т}, \quad (3.139)$$

$$t_3 = \frac{Q_{з.с}}{Q_{п}} = \frac{194}{300} = 0,64, \text{ ч}, \quad (3.140)$$

где  $Q_{в.б}$  – расход ВВ на блок, кг;

$Q_{п}$  – производительность подающего механизма зарядного агрегата, кг/мин.

Выбираем тип забоечной машины, добиваясь примерного соответствия грузоподъемности зарядного и забоечного агрегатов. Принимаем ЗС-2М, в таблице 3.16 приведены характеристики машины.

Таблиц 3.16 – Краткая характеристика забоечной машины ЗС-2М

Показатель	ЗС-2М
Грузоподъемность, т	11
Производительность подающего механизма, гк/мин	1700
Число бункеров, ед	2
Вместимость бункера, м <sup>3</sup>	4,4

Вычисляем объем забойки в скважине

$$\begin{aligned} V_{заб} &= 0,25 \cdot \pi \cdot d_c^2 \cdot l_3 = \\ &= 0,25 \cdot 3,14 \cdot 0,148^2 \cdot 2 = 0,034, \text{ м}^3, \end{aligned} \quad (3.141)$$

где  $d_c$  – диаметр скважин, м;

$l_3$  – длина забойки в скважине, м.

Определяем расход забоечного материала на 1 м<sup>3</sup> взорванной горной массы

$$q_{заб} = \frac{V_{заб}}{f \cdot L_{скв}} = \frac{0,034}{22,2 \cdot 12} = 0,00013, \text{ м}^3/\text{м}^3, \quad (3.142)$$

где  $f$  – выход горной массы с 1 м скважины, м<sup>3</sup>/м;

$L_{скв}$  – длина скважин, м.

Находим годовой расход забоечного материала

$$Q_{\text{заб}} = q_{\text{заб}} \cdot 3040740,74 = 395,3, \text{ м}^3, \quad (3.143)$$

где  $A_{\text{гм}}$  – годовая производительность карьера по горной массе,  $\text{м}^3$ .

Для заданного расстояния транспортирования забоечного материала рассчитываем сменную производительность забоечной машины

$$Q_{\text{з.а}} = \frac{T_{\text{пр}} \cdot G_{\text{б}}}{\frac{2 \cdot l_{\text{т.заб}}}{V} + t_{\text{гр}} + k \cdot \frac{G_{\text{б}} \cdot t_{\text{з}}}{V_{\text{заб}}}} =$$

$$= \frac{7,2 \cdot 11}{\frac{2 \cdot 20}{20} + 0,5 + 1,3 \cdot \frac{11 \cdot 0,007}{0,034}} = 28,6, \text{ м}^3, \quad (3.144)$$

где  $T_{\text{пр}} = 7,2$  – время производительной работы за смену, ч;

$G_{\text{б}}$  – грузоподъемность забоечной машины, т;

$l_{\text{т.заб}}$  – расстояние транспортирования забоечного материала, км;

$V = 15 \div 20$  – скорость движения машины, км/ч;

$t_{\text{гр}} = 0,5$  – время загрузки машины, ч;

$k = 1,3 \div 1,5$  – коэффициент, учитывающий время переездов машины между скважинами и подготовки к забойке;

$t_{\text{з}}$  – время забойки одной скважины, ч.

$$Q_{\text{з.з}} = Q_{\text{заб}} / N_{\text{с}} = 395,3 / 33 = 12, \text{ кг}, \quad (3.145)$$

$$t_{\text{з}} = \frac{Q_{\text{з.с}}}{Q_{\text{п}}} = \frac{12}{1700} = 0,007, \text{ ч}, \quad (3.146)$$

Вычисляем инвентарный парк зарядных и забоечных машин при односменной работе

$$N_{\text{зар.м}} = \frac{1,1 \cdot Q_{\text{в.г}}}{D_{\text{р.к}} \cdot Q_{\text{з.а}}} = \frac{1,1 \cdot 2432,6}{290 \cdot 22,7} \approx 1, \text{ ед}, \quad (3.147)$$

$$N_{\text{заб.м}} = \frac{1,1 \cdot Q_{\text{заб}}}{D_{\text{р.к}} \cdot Q_{\text{заб.м}}} = \frac{1,1 \cdot 395,3}{290 \cdot 28,6} \approx 1, \text{ ед}, \quad (3.148)$$

где  $Q_{\text{в.г}}$  – ранее вычисленный годовой расход ВВ, т;

$D_{\text{р.к}}$  – число рабочих дней карьера в течение года, сут.;

$V_{\text{бл}}$  – скорректированный объем взрывного блока,  $\text{м}^3$ ;

$N_{\text{з.с}}$  – количество скважин, заполняемых забойкой за смену, ед.

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						69
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

По вместимости ковша экскаватора определяют средний линейный размер кондиционного куска

$$d'_k = 0,525 \cdot \sqrt[3]{E} = 0,525 \cdot \sqrt[3]{4,5} = 0,86, \text{ м}, \quad (3.149)$$

где E- вместимость ковша экскаватора, м<sup>3</sup>.

Вычисляем максимально допустимый размер куска породы по размерам приемного отверстия заданной дробилки

$$d''_k = (0,75 \div 0,85) \cdot b_d = 0,85 \cdot 1 = 0,85, \text{ м}, \quad (3.150)$$

где b<sub>д</sub> – минимальный размер приемного отверстия дробилки, м.

Сравниваем найденные расчетные значения d'<sub>к</sub> и d''<sub>к</sub>. Принимаем для дальнейших расчетов наименьшее значение d''<sub>к</sub>, т.е. d''<sub>к</sub> = 0,85. Все куски с размерами большими d<sub>к</sub> считаются негабаритными и подлежат вторичному дроблению. По среднему линейному размеру кондиционного куска (d<sub>к</sub>=0,85м) и категории пород по трещиноватости (IV – категория), принимаем выход негабарита равный 13 %.

Так как породы имеют IV категорию по трещиноватости то более целесообразным и эффективным будет применение кумулятивных зарядов, для разрушения негабаритов.

Рассчитаем общий выход негабарита

$$A_n = \frac{P_n \cdot A_{гм}}{100} = \frac{13 \cdot 3040740,74}{100} = 395296,3, \text{ т/год}, \quad (3.151)$$

где P<sub>н</sub> – выход негабарита, %.

Вычисляем массу кумулятивного зарядов необходимую для разрушения негабаритного куска

$$Q_k = 0,73 \cdot d_n^2 = 0,73 \cdot 0,98^2 = 0,7, \text{ кг}, \quad (3.152)$$

$$d_n = 1,15 \cdot d_k = 1,15 \cdot 0,85 = 0,98, \text{ м}, \quad (3.153)$$

По величине Q<sub>к</sub> принимаем кумулятивный заряд типа ЗКП – 1000.

Находим годовой расход кумулятивных зарядов (при размещении одного заряда на кусок негабарита)

$$N_{к.з.} = N_k \cdot A_n = 1,5 \cdot 395896,3 = 592945, \text{ ед}. \quad (3.154)$$

Таблица 3.17 – Сводная таблица основных расчетов по БВР

Показатель	Driltech D245S
Диаметр скважины, мм	148
Длина скважины, м	12
Удельный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup>	0,8
ЛСПП, м	6
Ширина буровой заходки, м	16
Вместимость ВВ, кг/м	24
Объем блока, м <sup>3</sup>	8 000
Длина блока, м	50
Сетка скважин, ахб, м	5х5
Выход горной массы, м <sup>3</sup>	22,2
Ширина развала, м	24
Коэффициент разрыхления	1,3
Число скважин в блоке, ед	51
Годовой расход: – ВВ, т – ДШ, м – РП-8, шт – Шашек, ед – ЭД, шт	2 432,6 395 296,3 8 210 12 163 760
Производительность бурового станка, м/см	130
Парк буровых станков, ед	3
Годовая производительность станка, м	53 950

### 3.9.1.9 Расчет безопасных расстояний

Определяем расстояние, опасное для людей по разлету отдельных кусков породы при взрывании скважинных зарядов, рассчитанных на разрыхляющее действие

$$\begin{aligned}
 r_{\text{РАЗЛ}} &= 1250 \cdot \eta_3 \cdot \sqrt{\frac{f}{1 + \eta_{\text{ЗАБ}}} \cdot \frac{d_c}{a}} = \\
 &= 1250 \cdot 0,75 \cdot \sqrt{\frac{12}{1 + 1} \cdot \frac{0,148}{5}} = 395,08, \text{ м}, \quad (3.155)
 \end{aligned}$$

где  $f$  – коэффициент крепости пород по шкале М.М. Протождяконова;

$d_c$  – диаметр взрываваемой скважины, м;

$a$  – расстояние между скважинами в ряду, м;

$\eta_3$  – коэффициент заполнения скважины взрывчатым веществом;

$\eta_{\text{заб}}$  – коэффициент заполнения скважины забойкой, равен отношению длины забойки к длине свободной от заряда верхней части скважины. Учитывая, что верхняя часть скважины заполняется до устья забойкой,  $\eta_{\text{заб}} = 1$ .

Расчетное значение опасного расстояния округляем в большую сторону до значения, кратного 50м.

$$r_{\text{разл}} = 400 \text{ м},$$

Окончательно принимаемое при этом безопасное расстояние не должно быть меньше минимальных расстояний [14].

Определяют сейсмическое безопасное расстояние при МКЗВ

$$r_c = \frac{K_r \cdot K_c \cdot \alpha}{N^{\frac{1}{4}}} \cdot Q^{\frac{1}{3}} = \frac{8 \cdot 2 \cdot 1}{33^{\frac{1}{4}}} \cdot 7920^{\frac{1}{3}} = 133, \text{ м}, \quad (3.156)$$

где  $r_c$  – расстояние от места взрыва до охраняемого здания, м;

$K_r$  – коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого здания ( $K_r = 8$ );

$Q$  – общая масса  $N$  зарядов, кг.;

$\alpha$  – коэффициент, зависящий от условий взрывания равный – 1);

$K_c$  – коэффициент, зависящий от типа здания и характера застройки (1 для одиночных зданий).

Определение расстояний, безопасных по действию УВВ на застекление при взрывании наружных, зарядов и скважинных (шпуровых) зарядов рыхления

$$r_b = 65 \cdot \sqrt{Q} \text{ при } 2 < Q_3 < 1000 \text{ кг}, \quad (3.157)$$

$$r_b = 65 \cdot \sqrt{15,84} = 163,24, \text{ м},$$

где  $Q_3$  – эквивалентная масса заряда, кг.

$$Q_3 = P \cdot l_{\text{зар}} \cdot K_3 \cdot N = 24 \cdot 10 \cdot 0,002 \cdot 33 = 15,84, \text{ кг}, \quad (3.158)$$

При взрывании пород IX группы и ниже  $r_b$  может быть увеличен в 1.5 раза.

$$r_b = 245 \text{ м}.$$

### 3.9.1.10 Порядок ведения буровзрывных работ

Работа по обеспечению промышленной безопасности в структурных подразделениях АО «Васильевский рудник» ведется в соответствии с

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						72
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

разработанным и введенным приказом по предприятию «Положением о производственном контроле над соблюдением требований промышленной безопасности и охраны труда». Положение согласовано с Енисейским межрегиональным Управлением Ростехнадзора РФ 05.07.2011г.

Массовые взрывы на карьере производятся в соответствии с графиком. Организация должна исходить из варианта по рыхлению рудных и породных блоков. Маркшейдер на планшете наносит места расположения проектных скважин согласно расчетным параметрам. При этом руководством карьера ОГР оговаривается дата подготовки блока к взрыву при обязательной отгрузке ранее взорванного грунта. Намеченные на планшете и проверенные мастером или начальником участка устья проектных скважин инструментально выносятся и обозначаются на местности.

Составляется паспорт на бурение с выкопировкой и выдается на руки бурильщикам. Производится бурение. Место бурения скважин оконтуривается аншлагами, выставляются опознавательные знаки.

Учитывается наличие ранее пройденных горных выработок.

Буровой шлам складировается вблизи обуренных скважин для дальнейшего использования в виде забойки.

Для выполнения взрывных работ необходимо иметь: пусковое электронное устройство, взрывная машинка - 1 шт, линейный мостик - 1 шт, измеритель сопротивления взрывной цепи - 1 шт, звуковая сирена - 1 шт, рация - количество определяется руководителем, флажки красные взрывных работ для каждого взрыва, мерный шнур с грузом.

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						73
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

### 3.9.2 Выемочно- погрузочные работы

#### 3.9.2.1 Расчет производительности и парка одноковшовых экскаваторов

Расчеты начинают с вычисления относительного показателя трудности экскавации разрушенных пород с коэффициентом разрыхления рассчитанным ранее

$$\begin{aligned} P_{\text{э.р}} &= 0,022 \cdot \left[ \gamma \cdot d_{\text{ср}} + 0,1 \cdot \sigma_{\text{сдв}} + \frac{10 \cdot (\gamma \cdot d_{\text{ср}} + 0,1 \cdot \sigma_{\text{сдв}})}{(K_p)^9} \right] = \\ &= 0,022 \cdot \left[ 2,7 \cdot 28 + 0,1 \cdot 140 + \frac{10 \cdot (2,7 \cdot 28 + 0,1 \cdot 140)}{1,3^9} \right] = 4, \quad (3.159) \end{aligned}$$

где  $d_{\text{ср}}$  – средний размер куска взорванной массы в развале, см;

$\gamma$  – плотность пород, т/м<sup>3</sup>;

$\sigma_{\text{сдв}}$  – временное сопротивление пород сдвигу, кгс/см<sup>2</sup>;

$K_p$  – коэффициент разрыхления.

Классифицируем породу по экскавируемости для среднего оптимального размера куска [13].

Данная порода относится к I классу (кусковатость средняя и крупная) по экскавируемости с  $K_p=1,3$ .

Вычисляем действительный показатель трудности экскавации

$$P_{\text{э.ф}} = K_{\text{в}} \cdot K_{\text{тр}} \cdot P_{\text{э.р}} = 1 \cdot 1 \cdot 4 = 4, \quad (3.160)$$

где  $K_{\text{в}}$  и  $K_{\text{тр}}$  – эмпирические коэффициенты, учитывающие, соответственно, конкретный вид выемочного оборудования и его типоразмер.

Принимаем паспортную продолжительность рабочего цикла  $T_{\text{ц.п}}=27\text{с}$  для выбранной модели экскаватора и вычисляем его паспортную производительность

$$Q_{\text{п}} = \frac{3600 \cdot E}{T_{\text{ц.п}}} = \frac{3600 \cdot 4,5}{27} = 600, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (3.161)$$

где  $E$  – вместимость ковша экскаватора, м<sup>3</sup>.

Определяем продолжительность черпания мехлопаты в конкретных условиях

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						74
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$t_{ч.ф} = \frac{П_{э.п}}{П_{э.п}} \cdot t_{ч.п} \cdot K_p = \frac{4}{6} \cdot 7,4 \cdot 1,3 = 6,4, \text{ с}, \quad (3.162)$$

где  $П_{э.п}$  – паспортный показатель трудности экскавации;

$t_{ч.п}$  – паспортное время черпания, с.

Рассчитываем продолжительность поворотных операций

$$t_{п.ф} = t_{п.п} \cdot \frac{\beta_{ф}}{\beta_{п}} = 15 \cdot \frac{135}{120} = 16,8, \text{ с}, \quad (3.163)$$

где  $t_{п.п}$  – паспортная продолжительность поворотных операций;

$\beta_{ф}$  – фактический угол поворота под разгрузку ( $\beta_{ф}=120-135$  град);

$\beta_{п}$  – паспортный угол поворота, град.

Вычисляем минимальную продолжительность рабочего цикла принятого экскаватора

$$T_{ц.ф} = t_{ч.ф} + t_{п.ф} + t_{р.ф} = 6,4 + 16,8 + 0,5 = 24,7, \text{ с}, \quad (3.164)$$

где  $t_{р.ф}$  – фактическое время разгрузки ковша, зависящее от свойств пород, с.

Для среднего размера куска породы в развале принимаем значения коэффициентов разрыхления породы в ковше ( $K_{р.к}$ ) и наполнения ковша ( $K_{н.к}$ )

$$K_{р.к} = 1,55 \text{ и } K_{н.к} = 1,1.$$

Определяем техническую производительность экскаватора, принимая коэффициент влияния технологии выемки  $K_{т.в}$

$$\begin{aligned} Q_{\text{тех}} &= \frac{3600 \cdot E}{T_{ц.ф}} \cdot \frac{K_{н.к}}{K_{р.к}} \cdot K_{т.в} = \\ &= \frac{3600 \cdot 4,5}{24,7} \cdot \frac{1,1}{1,5} \cdot 0,93 = 447,3, \text{ м}^3/\text{ч}, \end{aligned} \quad (3.165)$$

Вычисляем сменную эксплуатационную производительность экскаватора

$$\begin{aligned} Q_{э} &= Q_{\text{тех}} \cdot K_{\text{пот}} \cdot K_y \cdot T_{\text{см}} \cdot K_{\text{кл}} \cdot K_{и.р} = \\ &= 447,3 \cdot 0,9 \cdot 0,85 \cdot 8 \cdot 0,949 \cdot 0,8 = 2078,3, \text{ м}^3, \end{aligned} \quad (3.166)$$

где  $K_{\text{пот}}$  – коэффициент потерь,  $K_{\text{пот}}=0,9$ ;

$K_y$  – коэффициент управления (для одноковшовых экскаваторов  $K_y=0,85$ );

$T_{\text{см}}$  продолжительность смены, ч;

$K_{\text{кл}}$  – коэффициент влияния климатических условий (принимается для заданной климатической зоны);

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						75
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		



$K_{и.р}$  – коэффициент использования выемочной машины на основной работе.

Находим коэффициент использования выемочной машины на основной работе

$$K_{и.р} = \frac{T_{см} - T_{п.з} - T_{о.л} - T_{всп} - T_{в}}{T_{см}} \cdot K_{тр} =$$

$$= \frac{480 - 3,5 - 10 - 10}{480} \cdot 0,8 = 0,8, \quad (3.167)$$

где  $T_{п.з}$  – продолжительность подготовительно-заключительных операций (обычно

$T_{п.з} = 3,5$  минут при работе с автотранспортом), мин;

$T_{о.л}$  – время на отдых и личные надобности (10 мин);

$T_{всп}$  – время выполнения вспомогательных операций, мин,  $T_{всп} = 7 - 10$  мин.;

$K_{тр}$  – соответствует коэффициенту обеспеченности забоя порожняком.

Вычисляем годовую производительность экскаватора

$$Q_{год} = Q_{см} \cdot N_{р.с} = 2078,3 \cdot 460 = 956018, \text{ м}^3, \quad (3.168)$$

где  $N_{р.с}$  – число рабочих смен экскаватора в течении года с учетом целосменных простоев и ППР.

На завершающем этапе рассчитываем рабочий парк экскаваторов

$$N_{р.э} = \frac{A_{гм}}{Q_{год}} = \frac{3040740,74}{956018} = 3, \text{ ед}, \quad (3.169)$$

где  $A_{гм}$  – годовая производительность карьера по горной массе,  $\text{м}^3/\text{год}$ .

Принимаем 3 единицы Hitachi EX1200.

Принимаем высоту уступа из условия что бы она соответствовала правилам технической эксплуатации, и не превышала максимальной высоты черпания экскаватора более чем в 1,5, а также значение высоты развала не должно превышать максимальной высоты черпания экскаватора: при 3-рядном взрывании  $h_p = 1,1 \cdot h$ .

$$h_y \leq 1,5 \cdot H_{чmax} \quad (3.170)$$

$$h_y \leq 1,5 \cdot 12,35$$

$$10 \leq 18,5$$

$$H_{чmax} \leq h_p \quad (3.171)$$

$$12,35 \leq 10 \cdot 1,1 = 11$$

где  $h_p$  – максимальная высота развала, м.

Таблица 3.18 – Основные технические характеристики выемочно-погрузочного оборудования

Технические характеристики	Ед. изм.	Hitachi EX1200
Вместимость ковша, Е:	м <sup>3</sup>	4,5
Макс. глубина копания, Н <sub>гл.к</sub>	м	5,24
Максимальная высота копания, Нк	м	12,35
Максимальная высота разгрузки, Нр	м	8,74
Максимальный радиус черпания на уровне стояния, R <sub>чу</sub>	м	11,5
Мощность сетевого двигателя, М	кВт	478
Масса, m	т	108,0

Таблица 3.19 – Расчёт производительности выемочно-погрузочного оборудования.

Показатель	Ед. изм.	Показатели
Режим работы:		
- рабочих дней	дней	365
- число смен в сутки	ед	2
- продолжительность смены	ч	8
Модель экскаватора		EX-1200
Емкость ковша	м <sup>3</sup>	4,5
Размер куска	мм	0,28
Средняя плотность пород	т/м <sup>3</sup>	2,7
Коэффициенты:		
- наполнения ковша	д. ед.	1,1
- разрыхления в ковше	д. ед.	1,5
Оперативное время на цикл экскавации:		
- нормативное	с	27
Коэффициенты влияния климатических условий	д. ед.	0,949
К-т использования экскаватора в смену		0,8
Производительность экскаватора:		
- часовая	м <sup>3</sup>	447,3
- сменная	м <sup>3</sup>	2 078,3
- суточная	м <sup>3</sup>	4 156,6
- за год	м <sup>3</sup>	956 018
	т	2581248,6
Необходимые объемы работ	м <sup>3</sup>	3 040 740,74
Парк рабочих	ед.	3

Технологическая схема отработки забоя представлена на графическом приложении, лист 6.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

### 3.9.2.2 Организаций работ на уступе

*Расчет времени отработки блока*

Разбиваем развал на две заходки равные

$$A_1 = A_2 = 12\text{м}$$

Рассчитываем площадь поперечного сечения развала

$$\begin{aligned} S_p &= K_{p.c} \cdot [W + b \cdot (n_p - 1)] \cdot h = \\ &= 1,3 \cdot [6 + 5 \cdot (3 - 1)] \cdot 10 = 208, \text{ м}^2, \end{aligned} \quad (3.172)$$

Уточняют правильность построения профиля развала

$$\begin{aligned} S_1 + S_2 + \dots + S_n &= S_p, \\ 96 + 110 &= 206 \end{aligned} \quad (3.173)$$

Производить корректировку формы развала нет необходимости, т.к. погрешность значений не превышает 10%.

Вычисляем средневзвешенное значение коэффициенты разрыхления

$$\begin{aligned} K'_{p.c} &= \frac{K'_p \cdot S_1 + K''_p \cdot S_2 + \dots + K_p^{(n)} \cdot S_n}{S_p} = \\ &= \frac{1,4 \cdot 96 + 1,26 \cdot 110}{206} = 1,3, \end{aligned} \quad (3.174)$$

Сравниваем полученное значение с ранее вычисленной его величиной, должно выполняться условие

$$\begin{aligned} K'_{p.c} &= K_{p.c} \\ 1,3 &= 1,3 \end{aligned} \quad (3.175)$$

С учетом принятой величины коэффициента разрыхления в каждой заходке, вычисляем производительность экскаватора при выемке каждой.

Заходка 1 ( $K_p=1,4$ )

Рассчитываем относительный показатель трудности экскавации разрушенных пород с коэффициентом разрыхления принятым для первой заходки

$$П_{э.p} = 0,022 \cdot \left[ \gamma \cdot d_{cp} + 0,1 \cdot \sigma_{сдв} + \frac{10 \cdot (\gamma \cdot d_{cp} + 0,1 \cdot \sigma_{сдв})}{(K_p)^9} \right] =$$

$$= 0,022 \cdot \left[ 2,7 \cdot 28 + 0,1 \cdot 140 + \frac{10 \cdot (2,7 \cdot 28 + 0,1 \cdot 140)}{1,4^9} \right] = 3, \quad (3.176)$$

где  $d_{ср}$ ,  $\gamma$ ,  $\delta_{сдв}$  – то же что и в формуле (3.159);

$K_p$  – коэффициент разрыхления для заходи 1.

Классифицируем породу по экскавируемости для среднего оптимального размера куска [12].

Данная порода относится к I классу (кусковатость средняя и крупная) по экскавируемости с  $K_p=1,4$ .

Вычисляем действительный показатель трудности экскавации

$$P_{э.ф} = K_B \cdot K_{тр} \cdot P_{э.р} = 1 \cdot 1 \cdot 3 = 3, \quad (3.177)$$

где  $K_B$  и  $K_{тр}$  – то же что и в формуле (3.160).

Принимаем паспортную продолжительность рабочего цикла  $T_{ц.п}=27$ с для выбранной модели экскаватора и вычисляем его паспортную производительность

$$Q_{п} = \frac{3600 \cdot E}{T_{ц.п}} = \frac{3600 \cdot 4,5}{27} = 600, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (3.178)$$

где  $E$  – вместимость ковша экскаватора,  $\text{м}^3$ .

Определяем продолжительность черпания мехлопаты в конкретных условиях

$$t_{ч.ф} = \frac{P_{э.ф}}{P_{э.п}} \cdot t_{ч.п} \cdot K_p = \frac{3}{6} \cdot 7,4 \cdot 1,4 = 5,2, \text{ с}, \quad (3.179)$$

где  $P_{э.п}$  – паспортный показатель трудности экскавации;

$t_{ч.п}$  – паспортное время черпания, с.

Рассчитываем продолжительность поворотных операций

$$t_{п.ф} = t_{п.п} \cdot \frac{\beta_{ф}}{\beta_{п}} = 15 \cdot \frac{135}{120} = 16,8, \text{ с}, \quad (3.180)$$

где  $t_{п.п}$ ,  $\beta_{ф}$ ,  $\beta_{п}$  – то же что и в формуле (3.163).

Вычисляем минимальную продолжительность рабочего цикла принятого экскаватора

$$T_{ц.ф} = t_{ч.ф} + t_{п.ф} + t_{р.ф} = 5,2 + 16,8 + 0,5 = 22,5, \text{ с}, \quad (3.181)$$

где  $t_{р.ф}$  – фактическое время разгрузки ковша, зависящее от свойств пород, с.

Для среднего размера куска породы в развале принимаем значения коэффициентов разрыхления породы в ковше ( $K_{р.к}$ ) и наполнения ковша ( $K_{н.к}$ ) равные  $K_{р.к}=1,55$  и  $K_{н.к}=1,1$ .

Определяем техническую производительность экскаватора, принимая коэффициент влияния технологии выемки  $K_{т.в}$

$$Q_{тех} = \frac{3600 \cdot E}{T_{ц.ф}} \cdot \frac{K_{н.к}}{K_{р.к}} \cdot K_{т.в} =$$

$$= \frac{3600 \cdot 4,5}{22,5} \cdot \frac{1,1}{1,5} \cdot 0,93 = 491,04, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (3.182)$$

Вычисляем сменную эксплуатационную производительность экскаватора

$$Q_э = Q_{тех} \cdot K_{пот} \cdot K_y \cdot T_{см} \cdot K_{кл} \cdot K_{и.р} =$$

$$= 491,04 \cdot 0,9 \cdot 0,85 \cdot 8 \cdot 0,949 \cdot 0,8 = 2281,52, \text{ м}^3, \quad (3.183)$$

где  $K_{пот}$ ,  $K_y$ ,  $T_{см}$ ,  $K_{кл}$ ,  $K_{и.р}$  – то же что и в формуле (3.166).

Находим коэффициент использования выемочной машины на основной работе

$$K_{и.р} = \frac{T_{см} - T_{п.з} - T_{о.л} - T_{всп} - T_v}{T_{см}} \cdot K_{тр} =$$

$$= \frac{480 - 3,5 - 10 - 10}{480} \cdot 0,8 = 0,8, \quad (3.184)$$

где  $T_{п.з}$ ,  $T_{о.л}$ ,  $T_{всп}$ ,  $K_{тр}$  – то же что и в формуле (3.167).

#### Заходка 2 ( $K_p=1,26$ )

Рассчитываем относительный показатель трудности экскавации разрушенных пород с коэффициентом разрыхления принятым для первой заходки

$$П_{э.р} = 0,022 \cdot \left[ \gamma \cdot d_{ср} + 0,1 \cdot \sigma_{сдв} + \frac{10 \cdot (\gamma \cdot d_{ср} + 0,1 \cdot \sigma_{сдв})}{(K_p)^9} \right] =$$

$$= 0,022 \cdot \left[ 2,7 \cdot 28 + 0,1 \cdot 140 + \frac{10 \cdot (2,7 \cdot 28 + 0,1 \cdot 140)}{1,26^9} \right] = 4,4, \quad (3.185)$$

где  $d_{ср}$ ,  $\gamma$ ,  $\delta_{сдв}$  – то же что и в формуле (3.159);

$K_p$  – коэффициент разрыхления для заходи 2.

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		80

Классифицируем породу по экскавируемости для среднего оптимального размера куска [12].

Данная порода относится к I классу (кусковатость средняя и крупная) по экскавируемости с  $K_p=1,26$ .

Вычисляем действительный показатель трудности экскавации

$$P_{\text{э.ф}} = K_{\text{в}} \cdot K_{\text{тр}} \cdot P_{\text{э.р}} = 1 \cdot 1 \cdot 4,4 = 4,4, \quad (3.186)$$

где  $K_{\text{в}}$  и  $K_{\text{тр}}$  – то же что и в формуле (3.160).

Принимаем паспортную продолжительность рабочего цикла  $T_{\text{ц.п}}=27\text{с}$  для выбранной модели экскаватора и вычисляем его паспортную производительность

$$Q_{\text{п}} = \frac{3600 \cdot E}{T_{\text{ц.п}}} = \frac{3600 \cdot 4,5}{27} = 600, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (3.187)$$

где  $E$  – вместимость ковша экскаватора,  $\text{м}^3$ .

Определяем продолжительность черпания мехлопаты в конкретных условиях

$$t_{\text{ч.ф}} = \frac{P_{\text{э.ф}}}{P_{\text{э.п}}} \cdot t_{\text{ч.п}} \cdot K_p = \frac{4,4}{6} \cdot 7,4 \cdot 1,26 = 6,8, \text{ с}, \quad (3.188)$$

где  $P_{\text{э.п}}$  – паспортный показатель трудности экскавации;

$t_{\text{ч.п}}$  – паспортное время черпания, с.

Рассчитываем продолжительность поворотных операций

$$t_{\text{п.ф}} = t_{\text{п.п}} \cdot \frac{\beta_{\text{ф}}}{\beta_{\text{п}}} = 15 \cdot \frac{135}{120} = 16,8, \text{ с}, \quad (3.189)$$

где  $t_{\text{п.п}}$ ,  $\beta_{\text{ф}}$ ,  $\beta_{\text{п}}$  – то же что и в формуле (3.163).

Вычисляем минимальную продолжительность рабочего цикла принятого экскаватора

$$T_{\text{ц.ф}} = t_{\text{ч.ф}} + t_{\text{п.ф}} + t_{\text{р.ф}} = 6,8 + 16,8 + 0,5 = 24,1, \text{ с}, \quad (3.190)$$

где  $t_{\text{р.ф}}$  – фактическое время разгрузки ковша, зависящее от свойств пород, с.

Для среднего размера куска породы в развале принимаем значения коэффициентов разрыхления породы в ковше ( $K_{\text{р.к}}$ ) и наполнения ковша ( $K_{\text{н.к}}$ ) равные  $K_{\text{р.к}}=1,55$  и  $K_{\text{н.к}}=1,1$ .

Определяем техническую производительность экскаватора, принимая коэффициент влияния технологии выемки  $K_{т.в}$

$$Q_{\text{тех}} = \frac{3600 \cdot E}{T_{\text{ц.ф}}} \cdot \frac{K_{н.к}}{K_{р.к}} \cdot K_{т.в} =$$

$$= \frac{3600 \cdot 4,5}{24,1} \cdot \frac{1,1}{1,5} \cdot 0,93 = 458,43, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (3.191)$$

Вычисляем сменную эксплуатационную производительность экскаватора

$$Q_{\text{э}} = Q_{\text{тех}} \cdot K_{\text{пот}} \cdot K_{\text{у}} \cdot T_{\text{см}} \cdot K_{\text{кл}} \cdot K_{и.р} =$$

$$= 458,43 \cdot 0,9 \cdot 0,85 \cdot 8 \cdot 0,949 \cdot 0,8 = 2130, \text{ м}^3, \quad (3.192)$$

где  $K_{\text{пот}}$ ,  $K_{\text{у}}$ ,  $T_{\text{см}}$ ,  $K_{\text{кл}}$ ,  $K_{и.р}$  – то же что и в формуле (3.166).

Находим коэффициент использования выемочной машины на основной работе

$$K_{и.р} = \frac{T_{\text{см}} - T_{п.з} - T_{о.л} - T_{всп} - T_{в}}{T_{\text{см}}} \cdot K_{тр} =$$

$$= \frac{480 - 3,5 - 10 - 10}{480} \cdot 0,8 = 0,8, \quad (3.193)$$

где  $T_{п.з}$ ,  $T_{о.л}$ ,  $T_{всп}$ ,  $K_{тр}$  – то же что и в формуле (3.167).

Рассчитываем сменное подвигание забоя по каждой заходке

$$Y_{\text{см.1}} = \frac{K_{р.с.1} \cdot Q_{\text{э.с.1}}}{S_1} = \frac{1,4 \cdot 2281,52}{96} = 33,3, \text{ м}, \quad (3.194)$$

$$Y_{\text{см.2}} = \frac{K_{р.с.2} \cdot Q_{\text{э.с.2}}}{S_2} = \frac{1,26 \cdot 2130}{110} = 24,4, \text{ м}, \quad (3.195)$$

Определяем затраты времени на отработку каждой из заходов

$$T_1 = \frac{L_{б.в} \cdot (1 - K_{о.э})}{Y_{\text{см.1}}} = \frac{50 \cdot (1 - 0)}{33,5} = 1,5, \text{ см}, \quad (3.196)$$

$$T_2 = \frac{L_{б.в} \cdot (1 - K_{о.э})}{Y_{\text{см.2}}} = \frac{50 \cdot (1 - 0)}{24,4} = 2, \text{ см}, \quad (3.197)$$

Определяем общие затраты времени на экскавацию горной массы в пределах блока при челноковой работе оборудования

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						82
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$t_9'' = \sum_{i=1}^n T_i \cdot n_i = 1,5 + 2 = 3,5, \text{ см}, \quad (3.198)$$

*Технологический график работ на уступе*

Вычисляем продолжительность бурения скважин в оставшейся части второго блока

$$\begin{aligned} T_6 &= \frac{L_{6л} \cdot (1 - K_{0.6}) \cdot [W + b \cdot (n_p - 1)] \cdot h}{f \cdot Q_6 \cdot N_{см}} = \\ &= \frac{50 \cdot (1 - 0) \cdot [6 + 5 \cdot (3 - 1)] \cdot 10}{22,2 \cdot 130 \cdot 2} = 1,3, \text{ сут}, \end{aligned} \quad (3.199)$$

где  $K_{0.6}$  – доля обуренной части блока к началу периода планирования;

$f$  – выход горной массы с 1м скважины, м<sup>3</sup>/м;

$Q_6$  – сменная эксплуатационная производительность бурового станка, м;

$N_{см}$  – число рабочих смен бурового станка в течении суток, ед.

Определяют затраты времени на зарядку и забойку скважин

$$T_{зар} = \frac{Q_{в.б}}{Q_{з.а} \cdot N_{зар.м}} = \frac{6400}{22700 \cdot 1} = 0,3, \text{ см}, \quad (3.200)$$

$$T_{заб} = \frac{Q_{з.б}}{Q_{з.с} \cdot N_{заб.м}} = \frac{395,3}{28600 \cdot 1} = 0,2, \text{ см}, \quad (3.201)$$

Рассчитываем затраты времени на монтаж взрывной сети

$$T_м = \frac{0,01 \cdot N_{СКВ} \cdot N_{в.м}}{F \cdot T_{см}} = \frac{0,01 \cdot 33 \cdot 5,2}{3 \cdot 8} = 0,1, \text{ см}, \quad (3.202)$$

где  $N_{СКВ}$  – количество скважин в блоке, ед;

$N_{в.м}$  – норма времени на монтаж сети из 100 зарядов, чел-ч;

$F$  – количество взрывников, ведущих монтаж и проверку сети, вставку пиротехнических реле, чел.-ч.;

$T_{см}$  – продолжительность смены, ч.

Находим время, необходимое для проверки сети, вставки пиротехнических реле, производства взрыва и осмотра забоя после взрыва

$$T_в = \frac{N_{сер} \cdot N_{в.в} + 0,01 \cdot N_{зам} \cdot N_{в.з}}{F \cdot T_{см}} =$$



$$= \frac{3 \cdot 0,66 + 0,01 \cdot 22 \cdot 2,2}{3 \cdot 8} = 0,1, \text{ см}, \quad (3.203)$$

где  $N_{\text{сер}} = 3$  (равно числу рядов);  $N_{\text{вв}} = 0,66$ ;

$N_{\text{зам}}$  – расход пиротехнических реле на блок = 22ед;

$N_{\text{вз}}$  – норма времени на установку 100 пиротехнических реле, чел.-ч.

Определяем затраты времени на производство всего комплекса взрывных работ

$$\begin{aligned} T_{\text{в.в}} &= (T_3 + T_{\text{заб}}) \cdot K_1 + T_{\text{м}} + T_{\text{в}} + T_{\text{пр}} = \\ &= (0,3 + 0,2) \cdot 0,8 + 0,1 + 0,1 + 0,1 = 0,7, \text{ см}. \end{aligned} \quad (3.204)$$

где  $K_1$  – коэффициент совмещения работ по зарядке и забойке скважин,  $K_1 = 0,8-0,9$ ;

$T_{\text{пр}}$  – время, необходимое для проветривания блока, смен.

Технологический график организации работ на уступе представлен на графическом приложении, лист 6.

### 3.9.3 Транспортирование горных пород

#### 3.9.3.1 Характеристика горных пород по трудности транспортирования. Выбор модели подвижного состава

Для ранее выбранного экскаватора Hitachi EX-1200 находим средний размер кусков, размещаемых в транспортном сосуде – автосамосвале БелАЗ 7555

$$d'_{\text{ср}} = 0,525 \cdot \sqrt[3]{E} = 0,525 \cdot \sqrt[3]{4,5} = 0,86, \text{ м}, \quad (3.205)$$

где  $E$  – вместимость ковша ранее выбранного экскаватора,  $\text{м}^3$ .

Определяем относительный показатель трудности транспортирования породы по формуле В.В. Ржевского [12].

$$\begin{aligned} P_{\text{т}} &= 0,6 \cdot \gamma + 5 \cdot d'_{\text{ср}} \cdot (1 + 0,01 \cdot \sigma_{\text{сдв}}) + 20 \cdot W \cdot n \cdot B \cdot C = \\ &= 0,6 \cdot 2,7 + 5 \cdot 0,86 \cdot (1 + 0,01 \cdot 140) + \\ &\quad + 20 \cdot 0,3 \cdot 1,6 \cdot 0,55 = 17,2, \end{aligned} \quad (3.206)$$

где  $\gamma$  – плотность породы в образце,  $\text{т/м}^3$ ;

$d_{\text{ср}}$  – средний размер кусков породы в транспортном сосуде, м;

$\delta_{\text{сдв}}$  – сопротивление пород сдвигу в образце,  $\text{кгс/см}^2$ ;

$W$  – влажность породы;

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						84
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$B$  – коэффициент, учитывающий продолжительность транспортирования породы;

$C$  – коэффициент влияния низких температур (используют при отрицательных температурах)

$$B = 1 + \lg(T + 1) = 1 + \lg(2 + 1) = 1,6, \quad (3.207)$$

$$C = 1 - 0,025 \cdot t = 1 - 0,025 \cdot 18 = 0,55, \quad (3.208)$$

где  $T$  – продолжительность транспортирования породы, ч;

$t$  – температура воздуха, °С.

Породы относятся к внекатегорным.

Определяем количество ковшей породы, загружаемой в кузов каждого транспортного средства

$$n_{к.о} = \frac{V \cdot K_p}{E \cdot K_n} = \frac{25 \cdot 1,1}{4,5 \cdot 1,5} = 4, \text{ ед}, \quad (3.209)$$

$$n_{к.г} = \frac{q \cdot K_p}{E \cdot K_n \cdot \gamma} = \frac{55 \cdot 1,1}{4,5 \cdot 1,5 \cdot 2,7} = 3, \text{ ед}, \quad (3.210)$$

где  $n_{к.г}$  и  $n_{к.о}$  – количество ковшей породы, загружаемых в один сосуд;

$q$  – грузоподъемность транспортного средства, т;

$V$  – вместимость его кузова, м<sup>3</sup>;

$K_p$  и  $K_n$  – коэффициент разрыхления породы и наполнение ковша;

$E$  – вместимость ковша экскаватора, м<sup>3</sup>.

Находим фактическое значение грузоподъемности и вместимости транспортного средства

$$q_{\phi} = n'_{к.г} \cdot E \cdot \frac{K_n}{K_p} \cdot \gamma = 3 \cdot 4,5 \cdot \frac{1,5}{1,1} \cdot 2,7 = 49,7, \text{ т}, \quad (3.211)$$

$$V_{\phi} = n'_{к.о} \cdot E \cdot \frac{K_n}{K_p} = 4 \cdot 4,5 \cdot \frac{1,5}{1,1} = 24,54, \text{ м}^3, \quad (3.212)$$

где  $n_{к.г}$  и  $n_{к.о}$  – округленное до ближайшего целого число ковшей породы, загружаемых в кузов.

Устанавливаем коэффициенты использования грузоподъемности  $K_q$  и вместимости кузова  $K_v$

$$K_q = \frac{q_{\phi}}{q} = \frac{49,7}{55} = 0,91, \quad (3.213)$$

$$K_v = \frac{V_{\phi}}{V} = \frac{24,54}{25} = 0,98, \quad (3.214)$$

### 3.9.3.2 Пропускная способность транспортных коммуникаций

Определяем интервал следования автомобилей

$$\begin{aligned} S &= a + l_a + t_d \cdot V_{дв} + L_T = \\ &= 2 + 8,89 + 0,5 \cdot 20 + 20 = 41, \text{ м}, \end{aligned} \quad (3.215)$$

где  $a$  – допустимое расстояние между машинами при их остановке, м;

$l_a$  – длина автомашины, м;  $t_d$  – время реакции водителя, ч;

$L_T$  – длина тормозного пути, м.

Вычисляем пропускную способность автодорог при движении груженых машин

$$N = \frac{1000 \cdot V_{дв} \cdot n \cdot K_H}{S} = \frac{1000 \cdot 20 \cdot 1 \cdot 0,8}{41} = 390, \text{ ед/ч}, \quad (3.216)$$

где  $n$  – число полос движения;

$K_H$  – коэффициент неравномерности движения.

Устанавливаем расчетную пропускную способность автодороги при дополнительном коэффициенте резерва,  $K_{рез} = 0,85$

$$N_a = N \cdot K_{рез} = 390 \cdot 0,85 = 332, \text{ ед/ч}, \quad (3.217)$$

Находим провозную способность капитальной траншеи

$$W_a = N_a \cdot q_{\phi} \cdot T = 332 \cdot 49,7 \cdot 7 = 115502,8, \text{ т}, \quad (3.218)$$

где  $q_{\phi}$  – фактическая грузоподъемность автосамосвала, т;

$T$  – время, за которое исчисляется пропускная способность, ч.

Рассчитываем необходимый сменный грузооборот карьера

$$M_H = \frac{1,1 \cdot A_{гм}}{N_p \cdot n_{см}} = \frac{1,1 \cdot 8210000}{290 \cdot 2} = 15570,68, \text{ т}, \quad (3.219)$$

где  $A_{гм}$  – годовая производительность карьера по горной массе, т;

$N_p$  – количество рабочих дней в течение года, ед.;

$n_{\text{см.}}$  – количество рабочих смен карьера в течение суток, ед.

Сравниваем  $W_a$  и  $M_n$ . Если расчетная провозная способность ниже, то увеличивают грузоподъемность автосамосвала, число полос движения груженных машин или рассредоточивают грузопоток на 2 – 3 направления.

В моём случае провозная способность капитальной траншеи выше чем необходимый сменный грузооборот карьера ( $W_a > M_n$ ), следовательно, нет необходимости вносить изменения.

### 3.9.3.3 Эксплуатационная производительность и парк подвижного состава колесного транспорта

Определяют отношение паспортной грузоподъемности к его вместимости

$$\gamma > \frac{q}{V}$$

$$2,7 > \frac{55}{25}$$

$$2,7 > 2,2$$

Условие выполняется, следовательно, расчёты ведём по фактической грузоподъемности автосамосвала.

Определяем время погрузки одного автосамосвала

$$t_{\text{п}} = \frac{60 \cdot n_{\text{в}} \cdot q_{\text{ф}} \cdot K_{\text{н.в}} \cdot K_{\text{п.с}}}{Q_{\text{э}} \cdot K_{\text{р.в}} \cdot \gamma} =$$

$$= \frac{60 \cdot 1 \cdot 49,7 \cdot 1,10}{447,3 \cdot 1,1 \cdot 2,7} = 2,4, \text{ мин}, \quad (3.220)$$

где  $n_{\text{в}} = 1$  ед.;  $q_{\text{ф}}$  – фактическая грузоподъемность автосамосвала, т;  $K_{\text{н.в}}$  – коэффициент наполнения кузова вагона (в скальных породах  $K_{\text{н.в}} = 1,10$ , в рыхлых – 1,15);

$Q_{\text{э}}$  – часовая эксплуатационная производительность экскаватора,  $\text{м}^3$ ;

$K_{\text{п.с}} = 0,90 \div 0,95$  – коэффициент, учитывающий подвижки поезда при погрузке;

$K_{\text{р.в}} = 1,10$  – коэффициент разрыхления породы в кузове;

$\gamma$  – плотность пород,  $\text{т}/\text{м}^3$ .

При использовании автотранспорта коэффициент  $K_{п.с}$  не учитывают.

Находим среднее время движения автомобиля в грузовом и порожняковом направлениях

$$t_{дв} = 120 \cdot \left( \frac{l_1}{V_{дв.1}} + \frac{l_2}{V_{дв.2}} + \dots + \frac{l_n}{V_{дв.n}} \right) =$$

$$= 120 \cdot \left( \frac{0,6}{15} + \frac{0,8}{20} + \frac{1,6}{25} \right) = 16,3, \text{ мин}, \quad (3.221)$$

где  $l_1, l_2 \dots l_n$  – протяженность участков дорог с одинаковыми транспортными условиями, км;

$V_{дв.1}, V_{дв.2} \dots V_{дв.n}$  – средние скорости движения автосамосвала на этих участках, км/ч.

Рассчитываем время оборота подвижного состава

$$T_{об} = t_{п} + t_{дв} + n_{в} \cdot t_{р} + t_{з} =$$

$$= 2,4 + 16,3 + 1 \cdot 1 + 2 = 21,7, \text{ мин}, \quad (3.222)$$

где  $t_{р}$  – время разгрузки автосамосвала, мин.;

$t_{з}$  – время задержек и маневров, мин. При автотранспорте  $n_{в} = 1$ .

Рассчитываем коэффициент, учитывающий трудность транспортирования породы

$$K_{п} = \sqrt[3]{\frac{П_{т.п}}{П_{т}}} = \sqrt[3]{\frac{5}{17,2}} = 0,66, \quad (3.223)$$

где  $П_{т.п}$  и  $П_{т}$  – соответственно паспортный и фактический (расчетный) показатели трудности транспортирования породы.

Вычисляем сменную эксплуатационную производительность подвижного состава

$$Q_{т} = \frac{T_{см} \cdot K_{и} \cdot K_{п}}{T_{об}} \cdot n_{в} \cdot q_{ф} \cdot K_{кл} =$$

$$= \frac{480 \cdot 0,9 \cdot 0,66}{21,7} \cdot 1 \cdot 49,7 \cdot 0,949 = 620, \text{ т}, \quad (3.224)$$

где  $T_{см}$  – продолжительность смены, мин.;

$K_{и} = 0,9$  – коэффициент использования подвижного состава во времени в течение смены;

$K_{п}$  – коэффициент, учитывающий трудность транспортирования породы;

$K_{кл}$  – коэффициент влияния климатических условий. Для автомобильного транспорта  $n_{в} = 1$ .

Умтанавливаем рабочий парк автосамосвалов

$$N_{р.а} = \frac{Q_{э.с} \cdot \gamma}{Q_{т}} = \frac{2078,3 \cdot 2,7}{620} = 9, \text{ ед}, \quad (3.225)$$

где  $Q_{э.с}$  – сменная эксплуатационная производительность экскаватора,  $m^3$ .

Определяем суточный пробег автосамосвала при двухсменном режиме его работы

$$L_{сут} = \frac{4 \cdot T_{см} \cdot K_{и} \cdot L_{тр}}{T_{об}} = \frac{4 \cdot 480 \cdot 0,9 \cdot 3}{21,7} = 239, \text{ км}, \quad (3.226)$$

Определяем инвентарный парк автосамосвалов

– при закрытом цикле обслуживания

$$N_{и.а} = N_{р.а} \cdot N_{э.с} / \sigma = 9 \cdot 3 / 0,76 = 35, \text{ ед}, \quad (3.227)$$

где  $\sigma$  – коэффициент технической готовности автопарка.

Таблица 3.20 – Результаты расчетов по разделу

Наименование	Единицы измерений	Вариант
Тип экскаватора		Hitachi Ex.1200
Модель автосамосвала		БелАЗ 7555
Показатель трудности транспортирования		17,2
Количество ковшей породы, загружаемой в кузов	ед.	3
Фактическая грузоподъемность	т	49,7
Коэффициент использования грузоподъемности		0,91
Время на погрузку одного автосамосвала	мин.	2,5
Время оборота	мин.	21,7
Сменная эксплуатационная производительность	т	620
Рабочий парк автотранспорта	ед.	9
Суточный пробег	км.	239
Инвентарный парк автотранспорта	ед.	35

### 3.9.4 Отвалообразование

В соответствии с выбранным видом транспорта (автомобильный) принимаем бульдозерный способ отвалообразования.

Учитывая рекомендации, изложенные в справочнике [15], высоту отвального уступа принимаем равную 40 м а угол естественного откоса равным 50 град, так как в качестве средства механизации отвальных работ принят бульдозер, породы крепкие а месторождение относится к равнинному типу. Ширина предохранительной бермы 4 м.

Определяем приемную способность отвала

$$W_o = \frac{V_{\phi} \cdot \lambda}{b} = \frac{24,54 \cdot 1,5}{5,24} = 7, \text{ м}^3/\text{м}, \quad (3.228)$$

где  $\lambda=1,5$  – коэффициент кратности разгрузки по ширине кузова;

$b$  – ширина кузова выбранного автосамосвала, м.

Принимают бульдозер типа – Д-572.

Применяем периферийное отвалообразование.

На отвале целесообразно выделять несколько участков и поочередно вести их отсыпку и планировку.

Находим длину отвального участка, м, по условиям планировки

$$L_{o.п} = Q_6 / W_o = 550 / 7 = 79, \text{ м}, \quad (3.229)$$

где  $Q_6$  – сменная производительность бульдозера при заданном расстоянии перемещения,  $\text{м}^3$ .

Определяем количество разгружающихся на отвале автосамосвалов

$$N_o = \frac{A_{\text{в}} \cdot K_{\text{нер}}}{N_{\text{р}} \cdot n_{\text{см}} \cdot V_{\phi} \cdot T_{\text{см}}} = \frac{3000000 \cdot 1,25}{290 \cdot 2 \cdot 24,54 \cdot 8} = 33, \text{ ед/ч}, \quad (3.230)$$

где  $A_{\text{в}}$  – годовой объем вскрышных работ,  $\text{м}^3$ ;

$N_{\text{р}}$  – число рабочих дней карьера в течении года;

$n_{\text{см}}$  – число рабочих смен в течении суток;

$T_{\text{см}}$  – продолжительность смены, ч;

$K_{\text{нер}}$  – коэффициент неравномерности работы карьера по вскрыше,  $K_{\text{нер}} = 1,25$ .

Рассчитываем число, одновременно разгружающийся автосамосвалов

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						90
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$N_{a.o} = N_o \cdot \frac{t_{p.m}}{60} = 33 \cdot \frac{1,2}{60} = 1, \text{ ед,} \quad (3.231)$$

где  $t_{p.m}$  – продолжительность разгрузки автосамосвала, мин;

$$\begin{aligned} t_{p.m} &= t_p + t_{пер} + \frac{(4 - 3) \cdot R}{V} = \\ &= 1 + 0,1 + \frac{(4 - 3) \cdot 8}{80} = 1,2, \text{ мин,} \end{aligned} \quad (3.232)$$

Вычисляем длину фронта разгрузки

$$L_p = N_{a.o} \cdot l_n = 1 \cdot 40 = 40, \text{ м} \quad (3.233)$$

где  $l_n = 30 - 40$  – ширина полосы по фронту, занимаемая одним автосамосвалом при маневрировании, м.

Определяем число разгрузочных участков, находящихся в одновременной работе

$$N_{y.p} = \frac{L_p}{L_y} = \frac{40}{80} \approx 1, \text{ ед,} \quad (3.234)$$

где  $L_y = 60 - 80$  – длина разгрузочного участка, м.

Общее число отвальных участков,

$$N_y = N_{y.p} + N_{o.n} + N_{y.рез} = 1 + 1 + 1 = 3, \text{ ед,} \quad (3.235)$$

где  $N_{o.n}$  – число участков, находящихся в планировке, ед;

$N_{y.рез}$  – число резервных участков, ед.

Определяем общую длину отвального фронта

$$L_o = L_y \cdot N_y = 80 \cdot 3 = 240, \text{ м,} \quad (3.236)$$

Рассчитываем сменный объем бульдозерных работ на отвале

$$П_б = П_{к.с} \cdot K_{зав} = 6465,5 \cdot 0,3 = 1939,65, \text{ м}^3, \quad (3.237)$$

Сменный объем породы, поступающей на отвал

$$П_{к.с} = \frac{A_b \cdot K_{нер}}{N_p \cdot n_{см}} = \frac{3000000 \cdot 1,25}{290 \cdot 2} = 6465,5, \text{ м}^3, \quad (3.238)$$

Находим инвентарный парк отвальных бульдозеров

$$N_{б.o} = K_{инв} \cdot П_б / Q_б = 1,4 \cdot 1939,65 / 550 = 4,9 \approx 5, \text{ ед,} \quad (3.239)$$



При разгрузке водитель автосамосвала ориентируется на предохранительный вал. Паспорт бульдозерного отвалообразования представлен на графическом приложении, лист 6.

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		92

## 4 КАРЬЕРНЫЙ ТРАНСПОРТ

### 4.1 Требования к карьерному транспорту

Основные требования, предъявляемые к карьерному транспорту:

- расстояние перемещения карьерных грузов должно быть по возможности наименьшим;
- желательно применять минимально возможное количество видов транспорта;
- мощность транспорта должна соответствовать мощностям выемочно-погрузочных машин, а также комплексу физико-механических свойств п.и и породы, которые определяют трудность транспортирования;
- применяемый транспорт должен обеспечивать надёжность работы, минимальные простои оборудования, безопасность работ.

### 4.2 Выбор вида транспорта и подвижного состава

В данном проекте рассматривается аналоговая транспортная технологическая схема разработки на месторождении «Николаевское», транспортированию подлежит полезное ископаемое и порода. Полезное ископаемое необходимо доставлять на промежуточный склад, который расположен в 3 километрах от карьера, далее полезное ископаемое отгружается и отправляется на бункер ЗИФ транспортом. Порода транспортируется на отвал, расположенный в 2 км. Годовая производительность карьера 8,21 млн.т. С учетом выше изложенного рациональным видом транспорта будет являться автомобильный.

Практика показала преимущество автомобильного транспорта над остальными видами карьерного транспорта в данных горно-геологических условиях. Автомобильный транспорт позволяет обеспечить избирательность разработки, гибкость при управлении и организации производственного процесса, что соответствует современным темпам добычи.

Как на вскрытии, так и на добыче автосамосвалы работают в комплексе с экскаваторами.

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		93

В таблице 4.1 приведены исходные данные.

Таблица 4.1. – Исходные данные.

Показатель	Единица измерения	Значение
Производительность по добыче	тыс. т	110
Производительность по вскрыше	тыс. м <sup>3</sup>	3 000
Плотность	т/м <sup>3</sup>	2,7
Расстояние транспортирования:		
по руде	км	3
по вскрыше	км	2
Руководящий уклон	промилле	До 12

### 4.3 Экономико-математическое моделирование

Экономико-математическое моделирование производим для 3-х вариантов погрузочно-транспортного комплекса на вскрышные работы

Вариант I

Hitachi EX-1200 и БелАЗ-7555В

Вариант II

Hitachi EX-1200+Komatsu HD-605

Вариант III

Hitachi EX-1200+ Komatsu HD-405

Используя таблицу 4.1 вводим исходные данные в программу

Рисунок 4.1 – Горнотехнические условия предприятия

## Расчёт критериев эффективности эксплуатации комплекса Hitachi EX1200 и БелАЗ-7555В (вариант I)

Ввод исходных данных по вскрышному участку

Горнотехнические условия | Типы э-ра и а/с | Экономические показатели | Параметры расчетной трассы | Тягово-динамическая

Автосамосвал: БелАЗ-7555В | Экскаватор: Hitachi EX1200

Параметры	
Грузоподъемность, т	55
Собственная масса, т	40,2
Коэффициент тары	0,73
Мощность первичного двигателя, кВт	515
Сцепная масса, т	63,8
Максимальная скорость, км/ч	55
Площадь лобовой поверхности, кв.м	22,9
Длина, м	8,8
Ширина, м	5,3
Высота, м	4,3
Тип трансмиссии	Гидромеханическая (6+1)
Колесная формула	4x2

Параметры	
Вместимость ковша, куб.м	4,5
Продолжительность цикла, мин	0,38

Горизонт расчета: 2  
Текущий год: 1

Далее

Рисунок 4.2 – Выбор экскаватора и автосамосвала

Ввод исходных данных по вскрышному участку

Горнотехнические условия | Типы э-ра и а/с | Экономические показатели | Параметры расчетной трассы | Тягово-динамическая

Стоимость одного экскаватора, руб: 81000000  
Стоимость одного автосамосвала, руб: 60000000  
Зарплата машиниста экскаватора, руб: 50000  
Зарплата водителя автосамосвала, руб: 40000  
Переменные эксплуатационные расходы на 1 календарный час работы экскаватора, руб: 2280  
Переменные эксплуатационные расходы на 1 машино-час работы экскаватора, руб: 3750  
Амортизационные отчисления, руб./1000 км пробега автосамосвала: 94200  
Расходы на ТО и ремонт а/с, шины и ГСМ, руб./1000 км пробега автосамосвала: 135000  
Коэффициент использования годового фонда рабочего времени экскаватора: 0,8  
Коэффициент использования времени смены автосамосвала: 0,8  
Годовая сумма амортизационных отчислений, руб.: 15340000  
Норма дисконта: 16,6

Горизонт расчета: 2  
Текущий год: 1

Далее

Рисунок 4.3 – Экономические показатели

Ввод исходных данных по вскрышному участку

Горнотехнические условия | Типы э-ра и а/с | Экономические показатели | **Параметры расчетной трассы** | Тягово-динамическая характеристика

Задать число участков:

**Грузовое направление**

№	Длина, м	Уд. осн. сопр-ние движению, Н/т	Уклон, ‰	Радиус кривой, м	Коэффициент сцепления
1	300	600	0	48	0,6
2	400	600	75	110	0,75
3	1000	400	0		0,75
4	300	1200	20		0,5

Скорость ветра:  км/ч

**Порожняковое направление**

№	Длина, м	Уд. осн. сопр-ние движению, Н/т	Уклон, ‰	Радиус кривой, м	Коэффициент сцепления
4	300	1500	-20		0,5
3	1000	500	0		0,75
2	400	750	-75	110	0,75
1	300	750	0	48	0,6

Скорость ветра:  км/ч

? Удельное основное сопротивление движению  
? Коэффициент сцепления колеса с дорогой

**Примечание:** Скорость ветра ставится со знаком "+" при встречном ветре и знаком "-" при попутном. Величина уклона ставится со знаком "+" при подъеме и знаком "-" при спуске.

Горизонт расчета:   
Текущий год:

Далее

Рисунок 4.4 – Параметры расчетной трассы

Ввод исходных данных по вскрышному участку

Типы э-ра и а/с | Экономические показатели | **Параметры расчетной трассы** | Тягово-динамическая характеристика а/с | Критерии

**Грузовое направление**

№	Динамический фактор, Н/т	Скорость, км/ч	Сила тяги (торм. сила), кН
1	949	12	90
2	1312	10	120
3	476	28	45
4	1136	11	110

**Порожняковое направление**

№	Динамический фактор, Н/т	Скорость, км/ч	Сила тяги (торм. сила), кН
4	1744	8	90
3	500	28	40
2	63	40	20
1	956	40	60

Горизонт расчета:   
Текущий год:

Далее

Рисунок 4.5 – Тягово-динамическая характеристика

Ввод исходных данных по вскрышному участку

Параметры расчетной трассы | Тягово-динамическая характеристика а/с | Критерии эффективности

**Критерии эффективности вскрышного участка (БелАЗ-7555В, Hitachi EX1200)**

Годовая производительность, т	8100000
Расстояние транспортирования, м	2000
Насыпная плотность породы, т/м	2,70
Удельные эксплуатационные затраты по вскрышному участку, руб/т	18,19
Эксплуатационная производительность автосамосвала, т/год	603111,24
Удельный расход топлива на единицу транспортной работы, л/т*км	0,08
Себестоимость транспортирования, руб/т	1,83
Себестоимость погрузки, руб/т	16,36
Удельные капитальные затраты по вскрышному участку, руб/т	207,78
Инвентарный парк экскаваторов	3
Инвентарный парк автосамосвалов	24

Критерии эффективности по ЗАК в целом

Результаты расчетов

Расчет добычного участка

Горизонт расчета: 2

Текущий год: 1

Расчитать другой ЗАК

Рисунок 4.6 – Критерии эффективности

Расчёт критериев эффективности эксплуатации комплекса Hitachi EX1200 и Komatsu HD-605 (вариант II)

Ввод исходных данных по вскрышному участку

Горнотехнические условия | Типы з-ра и а/с | Экономические показатели | Параметры расчетной трассы | Тягово-динамическая

Автосамосвал: Komatsu HD-605 Экскаватор: Hitachi EX1200


Параметры		Параметры	
Грузоподъемность, т	63	Вместимость ковша, куб.м	4,5
Собственная масса, т	45,9	Продолжительность цикла, мин	0,38
Коэффициент тары	0,73		
Мощность первичного двигателя, кВт	551		
Сцепная масса, т	73		
Максимальная скорость, км/ч	70		
Площадь лобовой поверхности, кв.м	22,6		
Длина, м	9,4		
Ширина, м	5,1		
Высота, м	4,4		
Тип трансмиссии	Гидромеханическая (7+1)		
Колесная формула	4x2		

Горизонт расчета: 2

Текущий год: 1

Далее

Рисунок 4.7 – Выбор экскаватора и автосамосвала

 Ввод исходных данных по вскрышному участку

Горнотехнические условия | Типы з-ра и а/с | **Экономические показатели** | Параметры расчетной трассы | Тягово-динамическая

Стоимость одного экскаватора, руб

Стоимость одного автосамосвала, руб

Зарботная плата машиниста экскаватора, руб

Зарботная плата водителя автосамосвала, руб

Переменные эксплуатационные расходы на 1 календарный час работы экскаватора, руб

Переменные эксплуатационные расходы на 1 машино-час работы экскаватора, руб

Амортизационные отчисления, руб/1000 км пробега автосамосвала

Расходы на ТО и ремонт а/с, шины и ГСМ, руб/1000 км пробега автосамосвала

Коэффициент использования годового фонда рабочего времени экскаватора

Коэффициент использования времени смены автосамосвала

Годовая сумма амортизационных отчислений руб.

Норма дисконта

**Горизонт расчета**

**Текущий год: 1**



 Далее

Рисунок 4.8 – Экономические показатели

 Ввод исходных данных по вскрышному участку

Горнотехнические условия | Типы з-ра и а/с | **Экономические показатели** | **Параметры расчетной трассы** | Тягово-динамическая

Задать число участков

**Грузовое направление**


№	Длина, м	Уд. осн. сопр-ние движению, Н/т	Уклон, %	Радиус кривой, м	Коэффициент сцепления
1	300	600	0	48	0,6
2	400	600	75	110	0,75
3	1000	400	0	0	0,75
4	300	1200	20	0	0,5


Скорость ветра:  км/ч

**Порожняковое направление**

№	Длина, м	Уд. осн. сопр-ние движению, Н/т	Уклон, %	Радиус кривой, м	Коэффициент сцепления
4	300	1500	-20	0	0,5
3	1000	500	0	0	0,75
2	400	750	-75	110	0,75
1	300	750	0	48	0,6

Скорость ветра:  км/ч

 Удельное основное сопротивление движению

 Коэффициент сцепления колеса с дорогой

**Примечание:** Скорость ветра ставится со знаком "+" при встречном ветре и знаком "-" при попутном. Величина уклона ставится со знаком "+" при подъеме и знаком "-" при спуске.


 Далее

Рисунок 4.9 – Параметры расчетной трассы

Ввод исходных данных по вскрышному участку

Типы з-ра и а/с | Экономические показатели | Параметры расчетной трассы | Тягово-динамическая характеристика а/с | Критерии эффективности

**Грузовое направление**

№	Динамический фактор, Н/т	Скорость, км/ч	Сила тяги (торм. сила), кН
1	938	11	110
2	1317	9	145
3	463	12	50
4	1182	10	130

**Порожняковое направление**

№	Динамический фактор, Н/т	Скорость, км/ч	Сила тяги (торм. сила), кН
4	1744	9	100
3	500	20	40
2	63	40	20
1	894	38	60

Горизонт расчета: 2  
Текущий год: 1

Далее

Рисунок 4.10 – Тягово-динамическая характеристика

Ввод исходных данных по вскрышному участку

Параметры расчетной трассы | Тягово-динамическая характеристика а/с | Критерии эффективности

**Критерии эффективности вскрышного участка (Komatsu HD-605, Hitachi EX1200)**

Годовая производительность, т: 8100000

Расстояние транспортирования, м: 2000

Насыпная плотность породы, т/м: 2,70

Удельные эксплуатационные затраты по вскрышному участку, руб/т: 17,84

Эксплуатационная производительность автосамосвала, т/год: 565028,52

Удельный расход топлива на единицу транспортной работы, л/т\*км: 0,08

Себестоимость транспортирования, руб/т: 1,49

Себестоимость погрузки, руб/т: 16,36

Удельные капитальные затраты по вскрышному участку, руб/т: 249,88

Инвентарный парк экскаваторов: 3

Инвентарный парк автосамосвалов: 26

Критерии эффективности по ЗАК в целом

Результаты расчетов

Расчет добычного участка

Горизонт расчета: 2  
Текущий год: 1

Расчитать другой ЗАК

Рисунок 4.11 – Критерии эффективности



## Расчёт критериев эффективности эксплуатации комплекса Hitachi EX1200 и Komatsu HD-405 (вариант III)

Типы э-ра и а/с | Экономические показатели | Параметры расчетной трассы | Тягово-динамическая характеристика а/с | Крите

Автосамосвал:  Экскаватор:

Параметры	
Грузоподъемность, т	41
Собственная масса, т	32
Коэффициент тары	0,78
Мощность первичного двигателя, кВт	379
Сцепная масса, т	48,9
Максимальная скорость, км/ч	70
Площадь лобовой поверхности, кв.м	18,8
Длина, м	8,4
Ширина, м	4,5
Высота, м	4,1
Тип трансмиссии	Гидромеханическая (7+1)
Колесная формула	4x2

Параметры	
Вместимость ковша, куб.м	4,5
Продолжительность цикла, мин	0,38

Горизонт расчета:   
Текущий год: 1

Далее

Рисунок 4.12 – Выбор экскаватора и автосамосвала

Горнотехнические условия | Типы э-ра и а/с | Экономические показатели | Параметры расчетной трассы | Тягово-динамическая

Стоимость одного экскаватора, руб   
 Стоимость одного автосамосвала, руб   
 Зарботная плата машиниста экскаватора, руб   
 Зарботная плата водителя автосамосвала, руб   
 Переменные эксплуатационные расходы на 1 календарный час работы экскаватора, руб   
 Переменные эксплуатационные расходы на 1 машино-час работы экскаватора, руб   
 Амортизационные отчисления, руб/1000 км пробега автосамосвала   
 Расходы на ТО и ремонт а/с, шины и ГСМ, руб/1000 км пробега автосамосвала   
 Коэффициент использования годового фонда рабочего времени экскаватора   
 Коэффициент использования времени смены автосамосвала   
 Годовая сумма амортизационных отчислений руб.   
 Норма дисконта

Горизонт расчета:   
Текущий год: 1

Далее

Рисунок 4.13 – Экономические показатели

Горнотехнические условия | Типы э-ра и а/с | Экономические показатели | Параметры расчетной трассы | Тягово-динамическая

Задать число участков:

**Грузовое направление**

№	Длина, м	Уд. осн. сопр-ние движению, Н/т	Уклон, ‰	Радиус кривой, м	Коэффициент сцепления
1	300	600	0	48	0,6
2	400	600	75	110	0,75
3	1000	400	0		0,75
4	300	1200	20		0,5

Скорость ветра:  км/ч

**Порожняковое направление**

№	Длина, м	Уд. осн. сопр-ние движению, Н/т	Уклон, ‰	Радиус кривой, м	Коэффициент сцепления
4	300	1500	-20		0,5
3	1000	500	0		0,75
2	400	750	-75	110	0,75
1	300	750	0	48	0,6

Скорость ветра:  км/ч

? Удельное основное сопротивление движению  
? Коэффициент сцепления колеса с дорогой

**Примечание:** Скорость ветра ставится со знаком "+" при встречном ветре и знаком "-" при попутном. Величина уклона ставится со знаком "+" при подъеме и знаком "-" при спуске.

Горизонт расчета:   
Текущий год: 1

Далее

Рисунок 4.14 – Параметры расчетной трассы

Типы э-ра и а/с | Экономические показатели | Параметры расчетной трассы | Тягово-динамическая характеристика а/с | Крите

**Грузовое направление**

№	Динамический фактор, Н/т	Скорость, км/ч	Сила тяги (торм. сила), кН
1	938	11	70
2	1317	12	96
3	468	14	40
4	1171	9	90

**Порожняковое направление**

№	Динамический фактор, Н/т	Скорость, км/ч	Сила тяги (торм. сила), кН
4	1744	9	70
3	500	16	35
2	63	38	18
1	894	38	45

Горизонт расчета:   
Текущий год: 1

Далее

Рисунок 4.15 – Тягово-динамическая характеристика

Параметры расчетной трассы		Тягово-динамическая характеристика а/с		Критерии эффективности	
<b>Критерии эффективности вскрышного участка (Komatsu HD-405, Hitachi EX1200)</b>					
Годовая производительность, т	8100000				
Расстояние транспортирования, м	2000				
Насыпная плотность породы, т/м	2,70				
Удельные эксплуатационные затраты по вскрышному участку, руб/т	17,92				
Эксплуатационная производительность автосамосвала, т/год	399608,02				
Удельный расход топлива на единицу транспортной работы, л/т*км	0,08				
Себестоимость транспортирования, руб/т	1,56				
Себестоимость погрузки, руб/т	16,36				
Удельные капитальные затраты по вскрышному участку, руб/т	238,89				
Инвентарный парк экскаваторов	3				
Инвентарный парк автосамосвалов	36				
Критерии эффективности по ЗАК в целом					
Результаты расчетов					
Расчет добычного участка					
					<div>Горизонт расчета</div> <div>2</div> <div>Текущий год: 1</div>
					<div>Расчитать другой ЗАК</div>

Рисунок 4.16 – Критерии эффективности

#### 4.4 Оценка вариантов транспортирования по критериям эффективности

##### 4.4.1 Проводим оценку по трем критериям эффективности

1. Удельные эксплуатационные затраты, руб/т;
2. Удельные капитальные затраты по вскрышному участку, руб./т.;
3. Эксплуатационная производительность автосамосвала, т./год.

Выбор данных критериев для оценки, как основных, обоснован тем, что при выборе ПТК выбирается экономически целесообразный, который позволит обеспечить карьер объемами по добыче и вскрыше, и при этом будет экономически выгоднее остальных вариантов.

Удельные эксплуатационные затраты по  
вскрышному участку, руб./т.

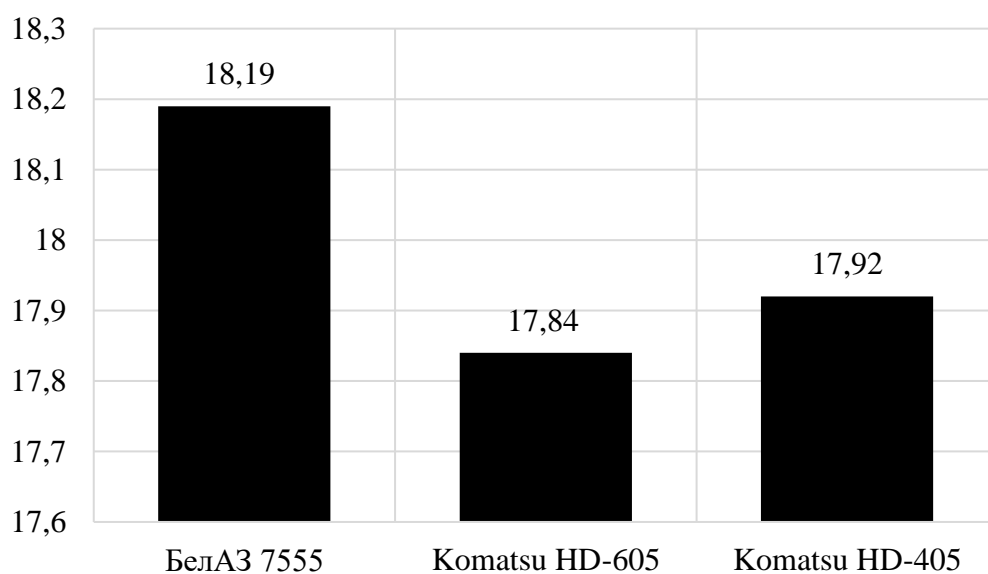


Рисунок 4.17 – Сравнение удельных эксплуатационных затрат по  
вскрышному участку

Эксплуатационная производительность  
автосамосвала, т/год.

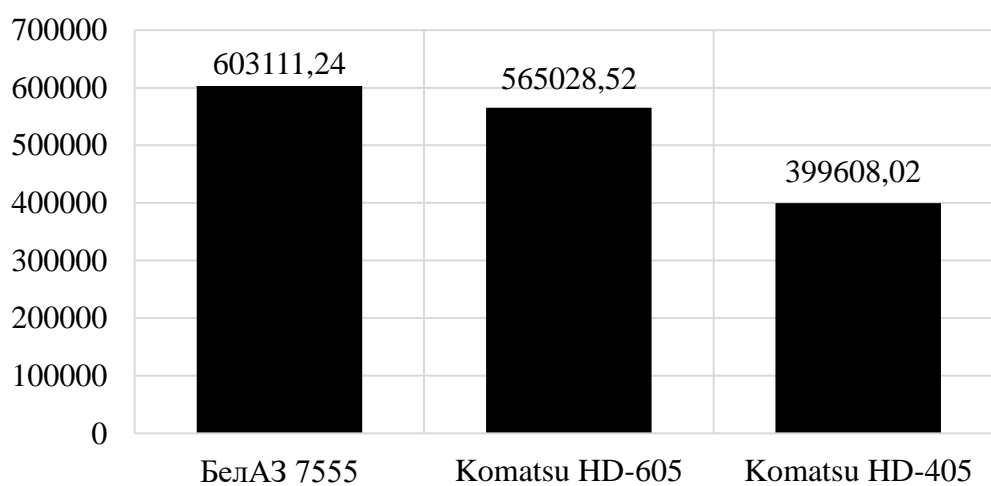


Рисунок 4.18 – Сравнение эксплуатационной производительности  
автосамосвалов.



Рисунок 4.19 – Сравнение удельных капитальных затрат по вскрышному участку

Таблица 4.2 – Сводная таблица по вариантам

Показатели	Варианты		
	БелАЗ-7555В	Komatsu HD-605	Komatsu HD-405
Удельные эксплуатационные затраты по вскрышному участку, руб/т	3	1	2
Эксплуатационная производительность автосамосвала, т/год	1	2	3
Удельные капитальный затраты по вскрышному участку, руб/т	1	3	2
Итого	4	6	7

На основе сравнения вариантов по 3 критериям и сведения их в сводную таблицу 4.2, по сумме баллов рациональным вариантом ПТК является вариант включающий в себя автосамосвал БелАЗ 7555В и экскаватор Hitachi EX1200.

#### 4.5 Вспомогательное оборудование

Для обеспечения нормальных условий для работы автотранспорта на карьере применяется вспомогательное оборудование

- Автогрейдер D-355 «Komatsu»;
- Машина для оборки уступов ПСС 141-36;
- Топливозаправщик АТЗ-10 (КамАЗ-43118);
- Машина для полива/посыпки дорог КО-829АД-06 (КамАЗ-53605).

## 4.6 Организация транспортных работ

Эксплуатация автотранспорта на карьере организуется таким образом, чтобы обеспечивалась бесперебойная работа добычных и вскрышных экскаваторов при соблюдении принятой системы текущего обслуживания и ремонта машин.

Режим работы карьера и автохозяйства совпадает, это шестидневная двухсменная работа с одним выходным в неделю.

Для производительного использования оборудования большое значение имеет правильный выбор схем подъезда и установки автомобилей у экскаватора.

Схема подъезда к экскаватору стремится к сокращению времени на маневры, подачу и смену автомобилей, с тем, чтобы в наибольшей степени приблизиться к непрерывной подаче их под погрузку.

Организация движения автосамосвала осуществляется по закрытому циклу, т.е. определенное число самосвалов закрепляется за одним экскаватором.

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						105
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

## 5 СТАЦИОНАРНЫЕ МАШИНЫ И УСТАНОВКИ

Эксплуатация большинства горнорудных предприятий связана с выполнением работ, либо по предупреждению или снижению протоков воды в выработки, либо удаление воды из них.

Совокупность технических средств для удаления воды из горных выработок, называют карьерным водоотливом. Водоприток к водоотливу формируется за счет водопритоків подземных и поверхностных вод. Водопритокі подземных вод отличаются относительной стабильностью во времени и составляют так называемый нормальный приток. Водопритокі поверхностных вод, образующихся при выпадении осадков и таяния снегового покрова, напротив отличаются значительной изменчивостью, как по времени их образования, так и по объему, и в совокупности с нормальным водопритокі образуют максимальный водоприток.

Водоотлив перемещается с горизонта на горизонт по мере опускания горных работ и по причине поступления подземных вод работает круглогодично.

Из имеющихся способов по удалению воды наибольшее применение находит водоотлив с подъемом воды стационарными или передвижными установками. Притоки подземных и поверхностных вод на горных предприятиях колеблются в широких пределах и достигают больших величин. На одном и том же предприятии они в течении года не остаются постоянными. В связи с этим, при проектировании водоотливных установок необходимо знать, как нормальные, так и максимальные притоки воды, отражающие гидрогеологические особенности данного месторождения. Максимальные притоки имеют место обычно в весенний и осенний периоды года и продолжаются примерно 60-65 суток.

Насосные станции водоотлива располагаются на дне карьера у водосборников, полезная емкость которых должна быть не менее 3-х часового нормального водопритокі. Каждая насосная станция представляет собой передвижную платформу на салазках со съемным укрытием для защиты от атмосферных осадков. Внутри располагаются: насосные агрегаты, трубопроводная арматура, электрооборудование и средства автоматизации.

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						106
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Транспортирование насосных станций по карьерным дорогам осуществляется с помощью трактора, а монтаж и обслуживание - с помощью самоходных грузоподъемных средств, для чего укрытие выполняется съёмным.

Для правильной организации водоотливного хозяйства, главным вопросом является обоснование рациональной схемы водоотлива, надежное осушение горных выработок при минимальных затратах. На рисунке 5.1 изображена принципиальная схема водоотлива.

### 5.1 Исходные данные

В таблице 5.1 приведены исходные данные для расчёта.

Таблица 5.1 – Исходные данные

Показатель	Обозначение	Единицы измерения	Значения
Нормальный водоприток	$Q_{\text{норм}}$	м <sup>3</sup> /ч	237
Максимальный водоприток	$Q_{\text{max}}$	м <sup>3</sup> /ч	554
Угол откоса уступа	$\alpha$	град	70
Высота уступа	$h_y$	м	10

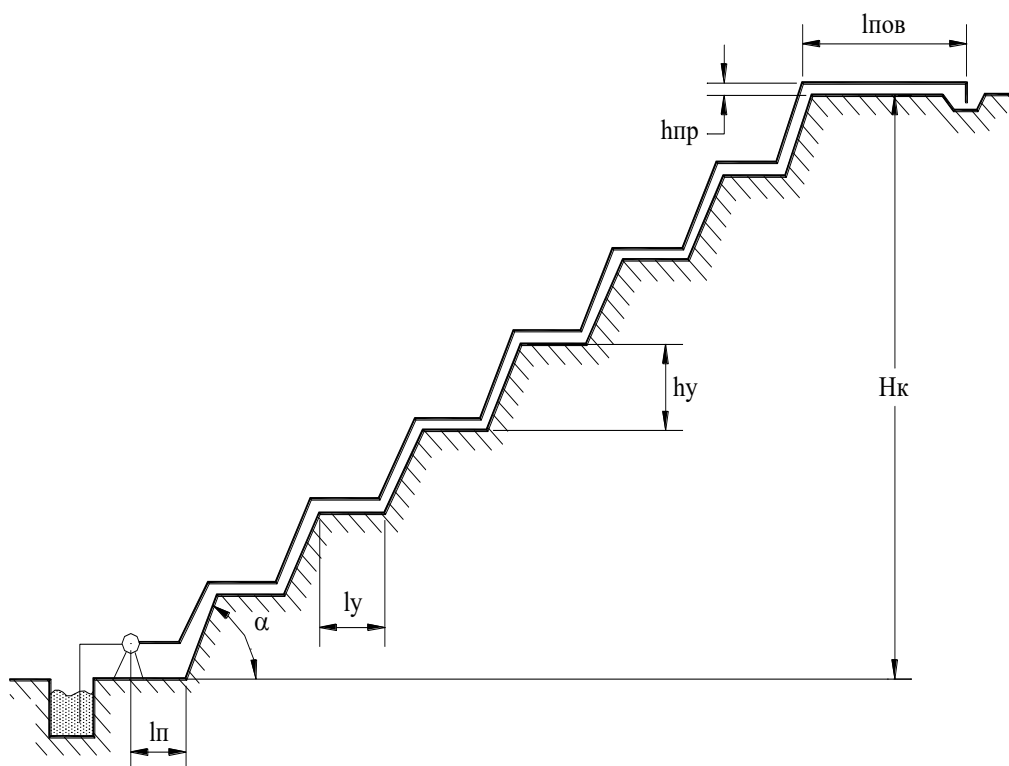


Рисунок 5.1 – Принципиальная схема водоотлива



## 5.2 Гидравлический расчет

Необходимая производительность насоса для откачки

$$Q_p = \frac{Q_{\text{ном}} \cdot 24}{20} = \frac{237 \cdot 24}{20} = 284,4, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (5.1)$$

Необходимый напор насоса

$$H = \frac{H_{\Gamma}}{\eta_{\text{тр}}} = \frac{198,5}{0,95} = 209, \text{ м}, \quad (5.2)$$

где  $H_{\Gamma}$  – геодезическая высота подачи, м;

$\eta_{\text{тр}}$  – КПД трубопровода  $\eta=0,95$ .

$$H_{\Gamma} = H_{\text{к}} + H_{\text{вс}} + h_{\text{пр}} = 195 + 3 + 0,5 = 198,5, \text{ м}, \quad (5.3)$$

где  $h_{\text{пр}}$  – высота превышения нагнетательного трубопровода над земной поверхностью, м.

Необходимый внутренний диаметр нагнетательного трубопровода

$$d_{\text{н}} = \sqrt{\frac{4 \cdot Q}{3600 \cdot \pi \cdot C_{\text{н}}}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 284,4}{3600 \cdot 3,14 \cdot 2,3}} = 0,209, \text{ м}, \quad (5.4)$$

где  $C_{\text{н}}$  – средняя скорость движения воды в нагнетательном трубопроводе.

В соответствии с ГОСТ 8732-08 выбирается стальная бесшовная труба с параметрами:

Наружный диаметр –  $d_{\text{нар}}=219$  мм.

Внутренний диаметр –  $d_{\text{вн}}=211$  мм.

Толщина стенки –  $\delta=8$  мм.

Фактическая скорость движения воды в нагнетательном трубопроводе

$$V_{\text{н}}^{\Phi} = \frac{4 \cdot Q}{3600 \cdot \pi \cdot d^2} = \frac{4 \cdot 284,4}{3600 \cdot 3,14 \cdot 0,211^2} = 2,26, \text{ м/с}, \quad (5.5)$$

Внутренний диаметр всасывающего трубопровода

$$d_{\text{вс}} = \sqrt{\frac{4 \cdot Q}{3600 \cdot \pi \cdot C_{\text{н}}}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 284,4}{3600 \cdot 3,14 \cdot 1,5}} = 0,259, \text{ м}, \quad (5.6)$$

где  $C_{\text{вс}}$  средняя скорость движения воды во всасывающем трубопроводе.

В соответствии с ГОСТ 8732-08 выбирается стальная бесшовная труба с параметрами:

Наружный диаметр –  $d_{\text{нар}}=273$  мм.

Внутренний диаметр –  $d_{\text{вн}}=266$  мм.

Толщина стенки –  $\delta=7$  мм.

Фактическая скорость движения воды во всасывающем трубопроводе

$$V_{\text{вс}}^{\phi} = \frac{4 \cdot Q}{3600 \cdot \pi \cdot d^2} = \frac{4 \cdot 284,4}{3600 \cdot 3,14 \cdot 0,266^2} = 1,42, \text{ м/с}, \quad (5.7)$$

Определяем необходимый напор насоса

$$\begin{aligned} H_p &= H_{\Gamma} + \Delta H_{\text{вс}} + \left( 1 + \lambda_{\text{н}} \cdot \frac{l_{\text{н}}}{d_{\text{н}}} + 2 \cdot \xi_{\text{зад}} + \xi_{\text{обр.кл}} + n_{\text{кол}} + 3 \cdot \xi_{\text{тр}} + \xi_{\text{вых}} \right) \cdot \frac{V_{\text{н}}^2}{2 \cdot g} \\ &= 198,5 + 0,97 + \left( 1 + 0,032 \cdot \frac{798}{0,211} + 2 \cdot 0,3 + 10 + \right. \\ &\quad \left. + 0,6 \cdot 10 + 3 \cdot 1,5 + 1 \right) \cdot \frac{2,26^2}{2 \cdot 9,81} = 237, \text{ м}, \end{aligned} \quad (5.8)$$

Определяем потери напора во всасывающем трубопроводе

$$\begin{aligned} \Delta H_{\text{вс}} &= \left( 1 + \lambda_{\text{вс}} \cdot \frac{l_{\text{вс}}}{d_{\text{вс}}} + \xi_{\text{пр}} + \xi_{\text{кол}} + \xi_{\text{вх}} \right) \cdot \frac{V_{\text{вс}}^2}{2 \cdot g} \\ &= \left( 1 + 0,024 \cdot \frac{4,5}{0,266} + 8 + 0,6 + 0,5 \right) \cdot \frac{1,42^2}{2 \cdot 9,81} = 0,97, \text{ м}, \end{aligned} \quad (5.9)$$

где  $\lambda_{\text{вс}}$  – коэффициент линейных потерь напора во всасывающей части трубопровода;

$\xi_{\text{пр}}$ ,  $\xi_{\text{вх}}$  и  $\xi_{\text{кол}}$  – коэффициенты местных сопротивлений (определяются с помощью справочника гидросопротивлений);

$l_{\text{вс}}$  – длина всасывающего трубопровода, м.

$$\lambda = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{D}} = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{0,266}} = 0,024, \quad (5.10)$$

Определяем потери напора в нагнетательном трубопроводе

$$\begin{aligned} \Delta H_{\text{н}} &= \left( 1 + \lambda_{\text{н}} \cdot \frac{l_{\text{н}}}{d_{\text{н}}} + 2 \cdot \xi_{\text{зад}} + \xi_{\text{обр.кл}} + \xi_{\text{кол}} \cdot n_{\text{кол}} + 3 \cdot \xi_{\text{тр}} + \xi_{\text{вых}} \right) \cdot \frac{V_{\text{н}}^2}{2 \cdot g} = \\ &= \left( 1 + 0,032 \cdot \frac{798}{0,211} + 2 \cdot 0,3 + 10 + 0,6 \cdot 10 + 3 \cdot 1,5 + 1 \right) \cdot \end{aligned}$$

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						109
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$\cdot \frac{2,26^2}{2 \cdot 9,81} = 37,25, \text{ м}, \quad (5.11)$$

где  $\lambda_n$  – коэффициент линейных потерь напора в нагнетательной части трубопровода;

$\xi_{\text{зад}}$ ,  $\xi_{\text{вых}}$  и  $\xi_{\text{кол}}$  – коэффициенты местных сопротивлений (определяются с помощью справочника гидросопротивлений);

$l_n$  – длина нагнетательного трубопровода, м.

$$\lambda = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{D}} = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{0,211}} = 0,032, \quad (5.12)$$

Определяем длину нагнетательного трубопровода

$$\begin{aligned} l_{\text{нагн}} &= \frac{h_y}{\sin \alpha} \cdot z_y + b_y \cdot (z_y - 1) + l_n + l_{\text{ст}} + l_{\text{пов}} \\ &= \frac{10}{\sin 70} \cdot 19,5 + 15 \cdot (35 - 1) + 3 + 10 + 300 = 798, \text{ м}, \end{aligned} \quad (5.13)$$

где  $z_y$  – количество уступов;

$b_y$  – ширина площадки уступа, м;

$l_n$  – длина трубопровода от насосной станции до подошвы уступа, м;

$l_{\text{ст}}$  – длина трубопровода в насосной станции, м;

$l_{\text{пов}}$  – длина трубопровода по поверхности до места слива, м.

Исходя из необходимой подачи насоса и напора предварительно принимаем насос с частотой вращения 1475 об/мин ЦНС – 300-300.

Принимаем количество рабочих насосов и схему их соединения. Принимаем  $z_p=1$ , т.к расчетный напор и расход обеспечиваются одним насосом. Количество насосов горячего резерва принимаем  $z_{гр}=1$ . Количество насосов холодного резерва принимаем  $z_{хр}=1$ . Общее количество насосов на насосной станции водоотлива

$$Z_n = z_{хр} + z_{гр} + z_p = 1 + 1 + 1 = 3, \text{ ед}, \quad (5.14)$$

Определяем общие потери напора

$$\Delta H = \Delta H_{\text{вс}} + \Delta H_n = 0,97 + 37,5 = 38,22, \text{ м}, \quad (5.15)$$

Манометрический напор

$$H_m = H_r + \Delta H = 198,5 + 38,22 = 236,72, \text{ м}, \quad (3.16)$$

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						110
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

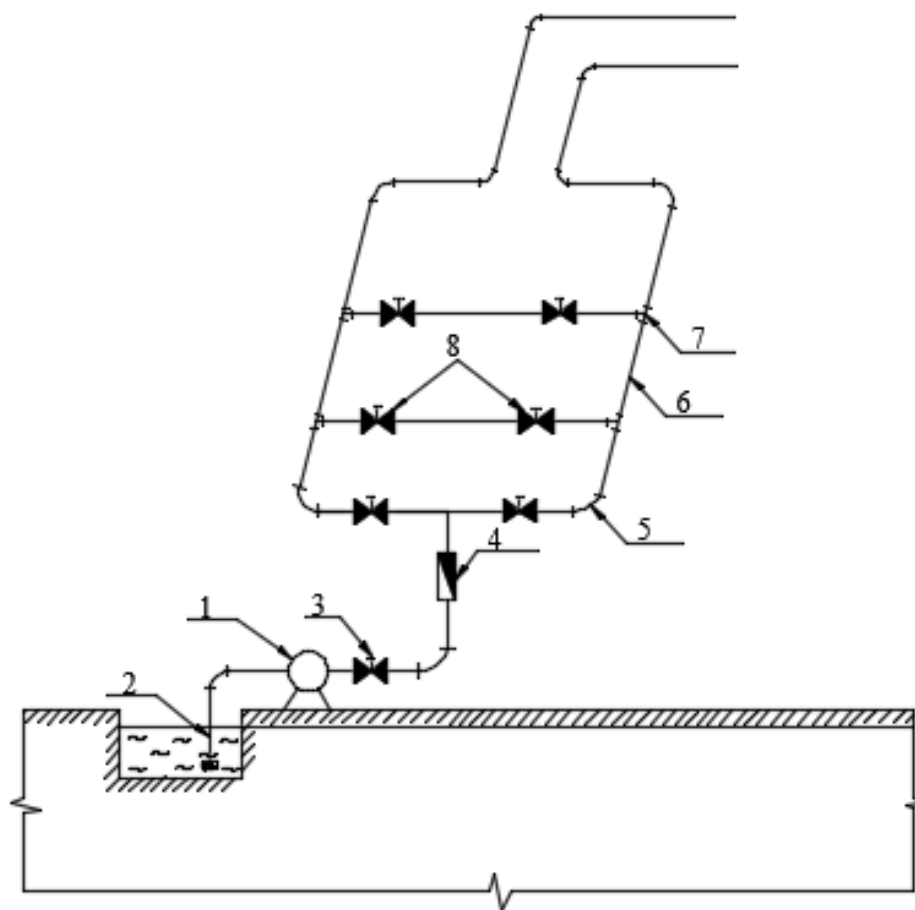


Рисунок 5.2 Гидравлическая схема водоотливной установки

1 – насос; 2 – приемный клапан с сеткой; 3 – регулирующая задвижка; 4 – обратный клапан; 5 – колено; 6 – нагнетательный трубопровод; 7 – тройник; 8 – распределительная задвижка.

Определяем постоянную трубопровода

$$R = \frac{\Delta H}{Q^2} = \frac{38,22}{284,4^2} = 0,00047, \text{ ч}^2/\text{м}^5, \quad (5.17)$$

По формуле  $H = H_r + R \cdot Q^2$  строим напорную характеристику трубопровода. Рассчитанные данные сводим в таблицу 5.2.

Таблица 5.2 – Уравнение характеристики внешней сети

Q, м <sup>3</sup> /ч	0	50	100	150	200	250	300	350	400	450
H <sub>с</sub> , м	198,5	199,675	203,2	209,075	217,3	227,875	240,8	256,075	273,7	293,675

Таблица 5.3 – Паспортная характеристика насоса ЦНС – 300-240

Q <sub>н</sub> , м <sup>3</sup> /ч	H <sub>п</sub> , м	η <sub>п</sub>	Δh <sub>д.д</sub> , м
300	300	0,74	6,5

$$Q_d = 368 \text{ м}^3/\text{ч}, \quad \eta_d = 68 \%, \quad H_d = 308 \text{ м}, \quad h_{\text{ДД}} = 4,9 \text{ м}$$

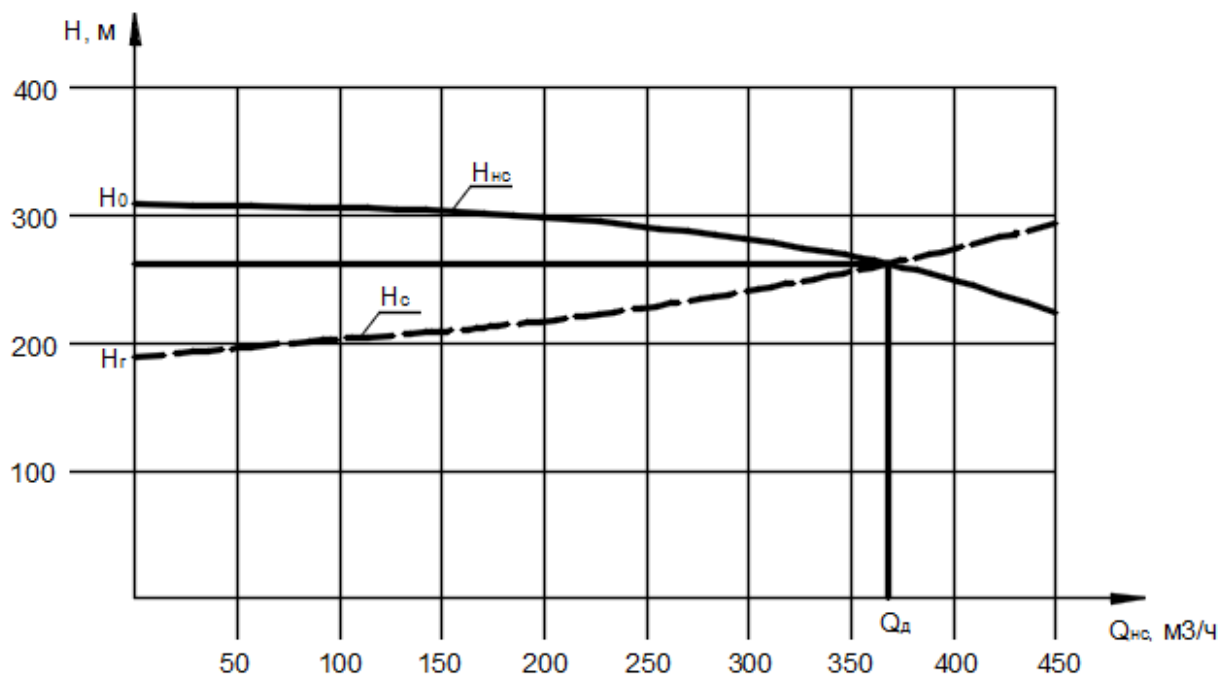


Рисунок 5.3 – График определения рабочего режима водоотливной установки

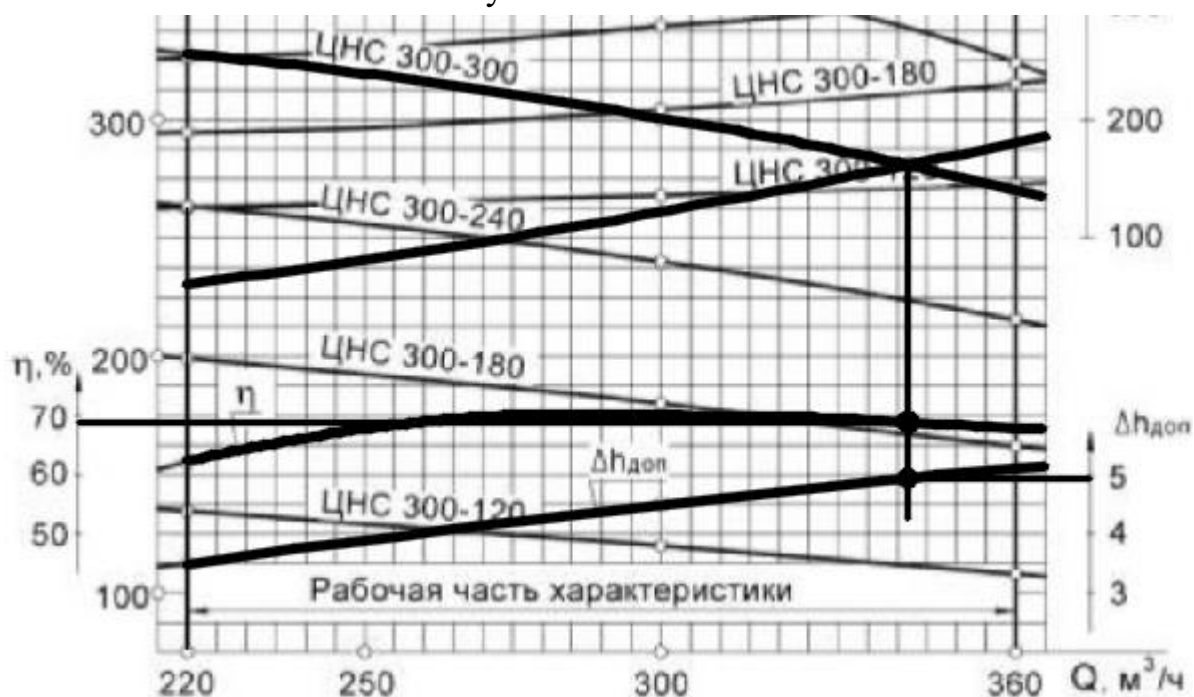


Рисунок 5.4 – График определения КПД и допустимой вакуумметрической высоты при действительном рабочем режиме водоотливной установки

Осуществляем проверку рабочего режима на обеспечение требуемой подачи

$$Q_d \geq Q_p$$

$$368 \geq 284,4$$

Осуществляем проверку рабочего режима на обеспечение требуемой экономичности

$$\eta > 0,9 \cdot \eta_{\max},$$

$$0,70 > 0,9 \cdot 0,74$$

$$0,68 > 0,66$$

Осуществляем проверку рабочего режима на устойчивость

$$H_r < 0,9 \cdot H_0,$$

$$198,5 \leq 0,9 \cdot 308$$

$$198,5 < 277,2$$

Осуществляем проверку рабочего режима на отсутствие кавитации

$$\Delta h_{д,д} \leq \frac{p_0 - p_n}{\rho \cdot g} - H_v - \Delta H_{вс}, \quad (5.18)$$

$$4,9 \leq \frac{101325 - 2337}{1000 \cdot 9,81} - 4,2 - 0,97,$$

Условия кавитации выполняются

где  $h_{дд}$  – допустимый кавитационный запас (м) насоса в действительном режиме работы;

$p_0$  – атмосферное давление, Па;  $p_n$  – давление насыщенного водяного пара, Па;

$\rho$  – плотность перекачиваемой воды, кг/м<sup>3</sup>;

$H_v$  – высота всасывания, м.

Все условия выполняются. Оставляем ранее выбранный насос. Окончательно принимаем водоотливную установку, оборудованную тремя насосами одним основным, одним в ремонте и одним резервным насосом ЦНС 300-300.

Объем водосборников определяют из размещения четырехчасового нормального водопритока в каждом из двух его отсеков

$$V_v = 4 \cdot 1,15 \cdot Q = 1 \cdot 1,15 \cdot 368 = 2208, \text{ м}^3, \quad (5.19)$$

Фактическое число часов работы установки при нормальном притоке  
ВОДЫ

$$t_{\text{н}}^{\text{ф}} = \frac{Q_{\text{н}}}{Q_{\text{д}}} = \frac{5688}{268} = 15,5, \text{ ч}, \quad (5.20)$$

Фактическое, число часов работы установки при максимальном притоке  
ВОДЫ

$$t_{\text{max}}^{\text{ф}} = \frac{Q_{\text{max}}}{2 \cdot Q_{\text{д}}} = \frac{13296}{2 \cdot 368} = 18,06 \text{ ч}, \quad (5.21)$$

Мощность приводного электродвигателя насоса для рабочего режима

$$\begin{aligned} N_{\text{эд.д}} &= \frac{K \cdot \rho \cdot g \cdot H_{\text{д}} \cdot Q_{\text{д}}}{3600 \cdot 1000 \cdot \eta_0} = \\ &= \frac{1,1 \cdot 1000 \cdot 9,81 \cdot 308 \cdot 368}{3600 \cdot 1000 \cdot \eta_0} = 450, \text{ кВт}, \end{aligned} \quad (5.22)$$

где  $K$  – коэффициент запаса мощности ( $K=1,1 \div 1,5$ ).

Исходя из полученной расчетной мощности электродвигателя  $N_{\text{д}}=450$  кВт принимаем электродвигатель асинхронный с короткозамкнутым ротором, взрывозащищенный, типа ВАО2. В таблице 5.4 приведены характеристики электродвигателя.

Таблица 5.4 – Характеристики электродвигателя

Тип электродвигателя	Мощность, кВт	Напряжение, В	Частота вращения (синхр.), об/мин.	КПД, %	cosφ	$M_{\text{max}}$	$M_{\text{пуск}}$	$I_{\text{пуск}}$	Момент инерции двигателя, кг
ВАО4-560 S-2	500	6000	3000	94,8	0,9	1,0	6,0	2,7	11,0

Годовой расход электроэнергии, при откачке норм притока

$$\begin{aligned} E &= 1,05 \cdot \frac{\rho \cdot g}{3600 \cdot 1000 \cdot \eta_{\text{дв}} \cdot \eta_{\text{с}}} \cdot \left( \frac{Q_{\text{н}} \cdot H_0}{\eta_0} \cdot n_{\text{н}} + \frac{Q_{\text{max}} \cdot H_0}{\eta_0} \cdot n_{\text{max}} \right) = \\ &= 1,05 \cdot \frac{1000 \cdot 9,81}{3600 \cdot 1000 \cdot 0,95 \cdot 0,95} \cdot \left( \frac{5688 \cdot 308}{0,68} \cdot 305 + \frac{13296 \cdot 308}{0,68} \cdot 60 \right) = \\ &= 3636779,76, \text{ кВт} \cdot \text{ч}, \end{aligned} \quad (5.23)$$

где  $n_n$  и  $n_{max}$  – количество дней в году соответственно с нормальным и максимальным водопритокom;

$\eta_{дв}$  и  $\eta_c$  – соответственно КПД электродвигателя и электросети.

Удельный расход электроэнергии, отнесенной к единице объема перекачиваемой жидкости

$$e = \frac{E}{Q_n \cdot n_n + Q_{max} \cdot n_{max}} = \frac{3636779,76}{5688 \cdot 305 + 13296 \cdot 60} = 1,03, \text{ кВт} \cdot \text{ч}, \quad (5.24)$$

Для управления водоотливной установкой принимается система автоматизации типа УАВ.



## 6 ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ

Территориально электрические нагрузки размещены на трёх площадках: карьер, отвал и промплощадка, автодороги.

Потребителями электроэнергии являются

- водоотливная установка;
- освещение карьера, отвала;
- освещение промплощадки;
- освещение автодороги.

Управление насосными агрегатами предусматривается местное и автоматическое от уровня воды в зумпфе, освещение карьера и отвалов ручное и автоматическое от фотореле.

В качестве основной меры безопасности от поражения электрическим током предусматривается защита от однофазных замыканий на землю с действием на отключение.

На карьере сооружается главный заземлитель. Сопротивление заземления в любой точке карьера не должно превышать 4-х Ом.

### 6.1 Электрическое освещение

В разделе выполняем светотехнический расчет освещения карьера, промплощадки, автодорог и помещений промплощадки: при нормируемой освещенности выбираем требуемое количество светильников и их типы.

#### **Общие положения**

В данном разделе выполняется светотехнический расчет освещения карьера, отвалов, промышленной площадки и автодорог: при нормируемой освещенности выбирается требуемое количество и типы светильников.

При решении данных задач используют: для расчета освещения карьера, отвалов и промышленных площадок – метод светового потока; для расчета освещения автодорог – точечный метод.

Для осветительных установок с ксеноновыми лампами, которым для работы требуется два уровня напряжения (220 и 380 В) необходимо принимать

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						116
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

индивидуальные трансформаторы 6/0,4 кВт с выведенной нулевой точкой или специальные подстанции карьерного освещения (ПКО).

### 6.1.1 Расчёт освещения карьера, отвалов

Освещаемую территорию условно представим в виде прямоугольника площадью

$$S = L \cdot M = 1090 \cdot 370 = 403300, \text{ м}^2, \quad (6.1)$$

где L, M – длина и ширина карьера, м.

Световой поток, необходимый для освещения

$$F = F_n \cdot S = 0,5 \cdot 403300 = 201650, \text{ лм}, \quad (6.2)$$

где  $E_n$  – требуемая нормируемая освещенность, лк ( $E_n = 0,2 \dots 0,5$  лк).

Места работ машин и механизмов должны иметь усиленную освещенность:

$E_n = 5$  лк.

Площадь с усиленной освещенностью

$$S_d = \frac{2}{3} \cdot L \cdot m \cdot \left( b + \frac{h}{\sin \alpha} \right) = \frac{2}{3} \cdot 1090 \cdot 1 \cdot \left( 40 + \frac{10}{\sin 70} \right) = 36800,45, \text{ м}^2, \quad (6.3)$$

где m – число уступов, на которых работа производится одновременно;

b, h – средняя ширина и высота уступа, м;  $\alpha$  – угол откоса уступа, град.

Требуемый световой поток (лм) для создания усиленной освещенности

$$F_d = 5 \cdot S_d = 5 \cdot 36800,45 = 184002,25, \text{ лм}, \quad (6.4)$$

Полный световой поток

$$F_k = F + F_d = 201650 + 184002,25 = 385\,652,25, \text{ лм}, \quad (6.5)$$

Принимаем к установке светильники СПКс2 – 6000 с ксеноновыми лампами ДКсТ-6000.

Требуемое количество прожекторов

$$N = \frac{F_k \cdot K_3 \cdot C}{\eta_{\text{пр}} \cdot F_{\text{л}}} = \frac{385\,652,25 \cdot 1,3 \cdot 1,2}{0,60 \cdot 130\,000} = 7,7, \text{ ед}, \quad (6.6)$$

где  $K_3$  – коэффициент запаса ( $K_3 = 1,5$ );

C – коэффициент, учитывающий потери света ( $C = 1,15 \div 1,5$ );

$\eta_{\text{пр}}$  – КПД прожекторов;

$F_{\text{л}}$  – световой поток лампы в прожекторе.

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		117

Принимаем к установке 8 прожекторов.

Высота установки прожекторов

$$H_{\min} = \sqrt{\frac{I_{\max}}{300}} = \sqrt{\frac{60\,000}{300}} = 14,14, \text{ м}, \quad (6.7)$$

где  $I_{\max}$  – максимальная сила света в прожекторе, кд.

Мощность силового трансформатора для питания ламп ДКсТ

$$S_{\text{тр}} = \frac{\sqrt{3} \cdot P_{\text{л}}}{\cos\varphi_{\text{уст}} \cdot \eta_{\text{ос}}} = \frac{\sqrt{3} \cdot 6}{0,95 \cdot 0,6} = 18, \text{ кВА}, \quad (6.8)$$

где  $P_{\text{л}}$  – мощностью лампы, кВт;

$\cos\varphi_{\text{уст}}$  – коэффициент мощности осветительной установки ( $\cos\varphi_{\text{уст}}=0,95$ );

$\eta_{\text{ос}}$  – КПД осветительной сети ( $\eta_{\text{ос}}=0,6$ ).

Для подключения осветительных установок принимаем мачтовые трансформаторные подстанции типа МТП – 25/6/0,4 с масляным трансформатором.

### 6.1.2 Освещение промплощадки

Освещаемую территорию условно представим в виде прямоугольника площадью

$$S = L \cdot M = 225 \cdot 200 = 45\,000, \text{ м}^2, \quad (6.9)$$

где  $L, M$  – длина и ширина карьера, м.

Световой поток, необходимый для освещения

$$F = E_{\text{н}} \cdot S = 0,5 \cdot 45\,000 = 22\,500, \text{ лм}, \quad (6.10)$$

где  $E_{\text{н}}$  – требуемая нормируемая освещенность, лк ( $E_{\text{н}}=0,2\dots0,5$  лк).

Места работ машин и механизмов должны иметь усиленную освещенность равную  $E_{\text{н}} = 0,5$  лк.

Принимаем к установке светильники ПФС-35-2 с лампами КЖ-220-500-3 мощностью 500 Вт.

Требуемое количество прожекторов

$$N = \frac{F_{\text{к}} \cdot K_{\text{з}} \cdot C}{\eta_{\text{пр}} \cdot F_{\text{л}}} = \frac{22\,500 \cdot 1,3 \cdot 1,2}{0,60 \cdot 8\,500} = 6,8, \text{ ед}, \quad (6.11)$$

где  $K_3$  – коэффициент запаса ( $K_3 = 1,5$ );

$C$  – коэффициент, учитывающий потери света ( $C = 1,15 \div 1,5$ );

$\eta_{пр}$  – КПД прожекторов;

$F_{л}$  – световой поток лампы в прожекторе.

Принимаем к установке 7 прожекторов.

Высота установки прожекторов

$$H_{\min} = \sqrt{\frac{I_{\max}}{300}} = \sqrt{\frac{25\,000}{300}} = 9,13, \text{ м}, \quad (6.12)$$

где  $I_{\max}$  – максимальная сила света в прожекторе, кд.

Мощность силового трансформатора для питания ламп КЖ-220-500-3

$$S_{тр} = \frac{\sqrt{3} \cdot P_{л}}{\cos \varphi_{уст} \cdot \eta_{ос}} = \frac{\sqrt{3} \cdot 0,5}{0,95 \cdot 0,6} = 1,52, \text{ кВА}, \quad (6.13)$$

где  $P_{л}$  – мощностью лампы, кВт;

$\cos \varphi_{уст}$  – коэффициент мощности осветительной установки ( $\cos \varphi_{уст} = 0,95$ );

$\eta_{ос}$  – КПД осветительной сети ( $\eta_{ос} = 0,6$ ).

### 6.1.3 Расчёт освещения автодорог

Расстояние транспортировки породы в отвал составляет  $L = 2000$  м.

Расположение светильников вдоль дороги – боковое, на опорах.

Расстояние между опорами  $l = 50$  м, высота опоры  $h = 10$  м.

Определяем

$$y = \frac{l}{2} = \frac{50}{2} = 25, \text{ м}, \quad (6.14)$$

Расстояние от оси опор до осевой линии дороги  $x = 6$  м.

Рассчитываем величины

$$\xi = \frac{x}{h} = \frac{6}{10} = 0,6, \quad (6.15)$$

$$\eta = \frac{y}{h} = \frac{25}{10} = 2,5, \quad (6.16)$$

Определяем относительную освещенность точки на оси дороги на равном расстоянии между опорами

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						119
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$\varepsilon = f(\xi, \eta) = 2,19, \quad (6.17)$$

Определяем освещенность от двух светильников

$$\sum \varepsilon = 2 \cdot \varepsilon = 2 \cdot 2,19 = 4,38, \text{ лм}, \quad (6.18)$$

Определяем необходимый световой поток одной лампы

$$F_{\text{л}} = \frac{1000 \cdot E_{\text{min}} \cdot K_3 \cdot h^2}{\mu \cdot \sum \varepsilon} = \frac{1000 \cdot 0,5 \cdot 1,5 \cdot 10^2}{1,1 \cdot 4,38} = 15\,566,6, \text{ лм}, \quad (6.19)$$

где  $K_3$  – коэффициент запаса ( $K_3=1,5$ );

$\mu$  – коэффициент, учитывающий свет удаленных светильников ( $\mu = 1,1 \div 1,2$ ).

Световой поток  $F_{\text{л}}$  лампы КЖ-220-1000 составляет 17000 лм. Расчетное значение  $F$  отличается от  $F_{\text{л}}$  не более допустимых норм ( $-10 + 20\%$ ), поэтому принимаем для освещения автодорог светильники типа ПФС-45-1 с лампами КЖ-220-1000.

Определяем количество светильников, необходимых для освещения автодороги

$$N_{\text{св}} = \frac{L - \lambda}{\lambda} = \frac{2\,000 - 50}{50} = 39, \text{ ед}, \quad (6.20)$$

Мощность силового трансформатора для питания освещения автомобильной дороги

$$S_{\text{тр}} = \frac{N_{\text{св}} \cdot P_{\text{л}}}{\cos \varphi_{\text{уст}} \cdot \eta_{\text{ос}}} = \frac{39 \cdot 1}{0,95 \cdot 0,6} = 68,4, \text{ кВт}, \quad (6.21)$$

где  $P_{\text{л}}$  – мощностью лампы, кВт;

$\cos \varphi_{\text{уст}}$  – коэффициент мощности осветительной установки ( $\cos \varphi_{\text{уст}}=0,95$ );

$\eta_{\text{ос}}$  – КПД осветительной сети ( $\eta_{\text{ос}}=0,95 \div 0,96$ ).

Принимаем трансформаторную подстанцию ПСКТП-100/6/0,4 с сухим трансформатором.

## 6.2 Расчет электрических нагрузок. Выбор трансформаторных подстанций

### 6.2.1 Определение электрической расчетной мощности карьера

Расчет нагрузок выполняем методом установленной мощности и коэффициента спроса. Расчет электрических нагрузок представлен в таблице 6.1.

Рассчитываем электрическую мощность нагрузок карьера

$$S_{\text{расч}} = \sqrt{\left(\sum P_{\text{pi}}\right)^2 + \left(\sum Q_{\text{pi}}\right)^2} = \\ = \sqrt{1578,5^2 + 956,25^2} = 1845,56, \text{ кВА}, \quad (6.22)$$

где  $P_{\text{pi}}$  - расчетная активная нагрузка, кВт;

$Q_{\text{pi}}$  - расчетная реактивная нагрузка, квар.

Средневзвешенный коэффициент мощности

$$\cos\varphi_{\text{ср.вз}} = \frac{\sum W_a}{\sqrt{(\sum W_a)^2 + (\sum W_p)^2}} = \frac{6,98 \cdot 10^6}{\sqrt{6,98 \cdot 10^6 + 4,78 \cdot 10^6}} = 0,83_{\text{оп}}, \quad (6.23)$$

где  $W_A$  – годовой расход активной энергии, кВт · ч;

$W_P$  – годовой расход реактивной энергии, квар · ч.

### 6.2.2 Выбор числа и мощность трансформаторов для ГПП

Определяем расчетную мощность трансформатора

$$S_{\text{тр}} = K_{1-2} \cdot K_{\text{см}} \cdot S_{\text{расч}} = 0,75 \cdot 0,8 \cdot 1845,56 = 1\,107,33, \text{ кВА}, \quad (6.24)$$

Предварительно принимаем трансформаторную подстанцию типа СКТП-1600/35/6-10

Выбранный трансформатор проверяем по перегрузочной способности

$$K_{\text{пер}} = \frac{S_{\text{расч}}}{S_{\text{ном.тр}}} = \frac{1\,845,56}{1\,600} = 1,15, \text{ кВА}, \quad (6.25)$$

При этом должно выполняться условие

$$1,1 \leq K_{\text{пер}} \leq 1,4 \quad (6.26)$$

$$1,1 \leq 1,15 \leq 1,4$$

Условие выполняется.

Таблица 6.1 – Расчет электрической нагрузки карьера

Потребители электроэнергии	Количество n, шт.	P <sub>ном</sub> , кВт	P <sub>уст</sub> = P <sub>ном</sub> · n, кВт	Расчетные коэффициенты			Расчетная нагрузка		T, ч/г	Годовой расход	
				K <sub>с.тр</sub>	cosφ	tgφ	P <sub>р</sub> = P <sub>уст</sub> · K <sub>с.тр</sub> , кВт	Q <sub>рас</sub> = P <sub>рас</sub> · tgφ, квар		W <sub>a</sub> =P <sub>рас</sub> · T, кВт · ч	W <sub>p</sub> = Q <sub>рас</sub> · T, квар · ч
Электропотребители напряжением 6 кВ											
Насосная установка ЦНС 300-300	3	500	1500	0,85	0,8	0,75	1275,00	956,25	5000	6,38	4,78
Итого по высоковольтным							1275,00	956,25		6,38	4,78
Электропотребители низкого напряжения											
Освещение карьера	8	25	200	1	1	0,00	200,00	0,00	2000	0,40	0,00
Освещение промплощадок	7	0,5	3,5	1	1	0,00	3,50	0,00	2000	0,0070	0,00
Освещение автодорог	1	100	100	1	1	0,00	100	0,00	2000	0,20	0,00
Итого по низковольтным							303,50	0,0		0,61	0,0
Всего по карьеру							1578,50	956,25		6,98	4,78

Принимаем к установке на карьере трансформаторную подстанцию типа СКТП-1600/35/6-10 (сборно-разборная комплектная ТП).

### 6.3 Расчет воздушных и кабельных линий

На рисунке 6.1 приводятся схемы распределения энергии (без уступов и контуров карьера). Длины всех участков линий указаны в таблице 6.2.

Предварительно линии и участки линий на схеме распределения электроэнергии 6 кВ карьера нумеруются (рисунок 6.1).

Расчетные токи определяются по расчетным мощностям путем деления их на  $\sqrt{3}U_n$ . Расчетные мощности находятся умножением номинальных мощностей на коэффициенты спроса. Определяются средние и максимальные расчетные мощности.

Для экскаваторов расчет токов производиться не будет, так как на карьере «Центральное-2» используются гидравлические экскаваторы.

Максимальные расчетные токи определяются только для двигателей, а результирующие максимальные расчетные токи в линиях получают соответствующим суммированием максимальных токов двигателей со средними токами трансформаторов (таблица 6.2). В таблице 6.2 приведены расчёты распределенной сети напряжением 6кВ.

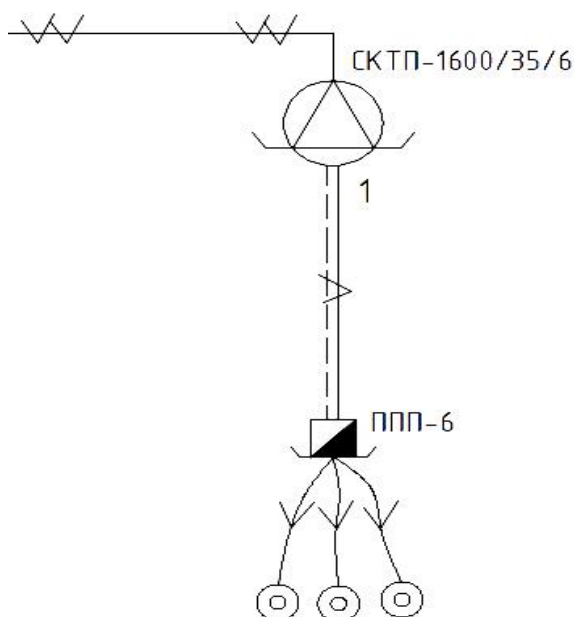


Рисунок 6.1 – Схема распределения электроэнергии на карьере

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		123



Таблица 6.2 - Расчёт распределенной сети напряжением 6кВ.

Разделы расчёта	Расчётные величины и формулы	Характеристики рассчитываемых участков по номерам
		1
		Электроприёмники
		ВЛ+ПП+КЛ+ЦНС 300-300
Длина участка	Воздушная линия, Лвл, м	500
	Кабельная линия, Лкл, м	250
Мощность	$P_{ном.дв}$ , кВт	500
	$S_{ном.тр}$ , кВА	0
Расчётные коэффициенты	$K_c.cр$	0,85
	$K_c.max$	1
	$\cos \phi_{дв}$	0,8
	$\cos \phi_{тр}$	0
	$tg \phi_{дв}$	0,75
	$tg \phi_{тр}$	0
Расчётная мощность средняя	$P_{р.дв}$ , кВт	425
	$P_{р.тр}$ , кВт	0
	$\Sigma P_{р}$ , кВт	425
	$Q_{р.дв}$ , квар	318,75
	$Q_{р.тр}$ , квар	0
	$\Sigma Q_{р}$ , квар	318,75
Расчётная мощность максимальная	$P_{р.дв.max}$	500
	$P_{р.тр.max}$ , кВт	0
	$\Sigma P_{р. Max}$ , кВт	500
	$Q_{р.дв.max}$ , квар	375
	$Q_{р.тр.max}$ , квар	0
	$\Sigma Q_{р.max}$ , квар	375
Средний расчётный ток	$\Sigma i_a$ , А	40,9
	$\Sigma i_p$ , А	30,67
	$I_{расч}$ , А	51,12
Максимальный расчётный ток	$\Sigma i_a.max$ , А	48,11
	$\Sigma i_p.max$ , А	36,1
	$I_{расч.max}$ , А	60,14
Выбор ВЛ, S, мм <sup>2</sup>	По длительному току	A-16
	По экономической плотности	-
	По механической прочности	A-25
Характеристика принятого провода ВЛ	Марка и сечение с учётом проверки по $\Delta U$	
	Удельное активное сопротивление $r_0$ , Ом/км	1,24
	Удельное индуктивное сопротивление $x_0$ , Ом/км	0,377

## Окончание таблицы 6.2

Выбор КЛ, S, мм <sup>2</sup>	По длительному току И <sub>дл.доп</sub> ≥ I <sub>расч</sub>	10
	По току КЗ	-
Характеристики принятого кабеля	Марка и сечение жил кабеля	КГ-3х10+1х6+1х6
	r <sub>0</sub> , Ом/км	1,78
	x <sub>0</sub> , Ом/км	0,1
Проверка электрической сети на потерю напряжения	cos φ	0,80
	sin φ	0,60
	Потеря напряжений в ВЛ ΔU% <sub>вл</sub>	1,06
	Потеря напряжений в КЛ ΔU% <sub>кл</sub>	0,64
	Суммарная потеря в ВЛ и КЛ ΔU%	1,70
	Суммарная потеря от подстанции до электроприёмника, %	1,70

### 6.4 Расчёт годовой стоимости электроэнергии

Плата за электроэнергию производится по одному из трех тарифов: за израсходованную активную электроэнергию (по одноставочному тарифу); за максимум активной мощности в часы максимальной нагрузки энергосистемы и за израсходованную электроэнергию (по двухставочному тарифу);

за израсходованную электроэнергию в часы максимальной нагрузки энергосистемы, израсходованную электроэнергию в часы средней нагрузки энергосистемы, израсходованную энергию в часы минимальной нагрузки энергосистемы (по одноставочному тарифу). Предприятия вправе сами выбирать вид тарифа. Рекомендуется применять двухставочный тариф.

$$\begin{aligned}
 C_{\text{э.год}} &= a \cdot P_{\text{max}} + b \cdot W_{\text{а.год}} = \\
 &= 352 \cdot 12 \cdot 1578,50 + 262,65 \cdot 10^{-3} \cdot 6,98 \cdot 10^6 = \\
 &= 8\,500\,881, \text{ руб},
 \end{aligned}
 \tag{6.27}$$

где а – годовая стоимость 1 кВт максимальной активной нагрузки, руб;

P<sub>max</sub> – максимальная активная мощность, кВт;

b – стоимость 1 кВт·ч активной энергии, коп;

W<sub>а.год</sub> – годовой расход активной энергии, кВт·ч.

## 7 БЕЗОПАСНОСТЬ ЖИЗНЕДЕЯТЕЛЬНОСТИ

### 7.1 Промышленная безопасность открытых горных работ.

Все основные и вспомогательные работы на руднике производятся в соответствии с требованиями «Единых правил безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом» ПБ 03-498-02, «Единых правил безопасности при взрывных работах» ПБ 13-407-01, действующих инструкций, методических рекомендаций, указаний и положений Ростехнадзора России. Производственный контроль за соблюдением требований промышленной безопасности организуется и осуществляется в соответствии с Федеральным законом №116 «О промышленной безопасности опасных производственных объектов»

Строительство, расширение, реконструкция, техническое перевооружение, эксплуатация объектов открытых горных работ осуществляются в соответствии с проектом.

Проектные организации осуществляют авторский надзор за выполнением разработанной проектной документации и проектных решений.

Все работы производятся в соответствии с утвержденными руководством АО «Васильевский рудник» инструкциями:

- инструкция по безопасности труда для работников карьера.
- инструкция по безопасности труда для машинистов экскаваторов.
- инструкция по безопасности труда для машинистов Sandvik Driltech D245S.
- инструкция по безопасности труда для водителей автосамосвалов.
- инструкция по безопасности труда при обращении с ВМ.
- инструкция по технике безопасности для рабочих карьера, обслуживающих отвалы.
- инструкция по технике безопасности для взрывников карьера.

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						126
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Каждое рабочее место в течение смены осматривает горный мастер, а в течение суток – начальник карьера или его заместитель, которые не допускают производство работ при наличии нарушений правил безопасности.

Для каждого объекта открытых горных работ не позднее 15 дней до начала года разработан в соответствии с Рекомендациями по составлению плана ликвидации аварий и согласован со специализированным аварийно-спасательным формированием план ликвидации аварий (ПЛА).

Все несчастные случаи, аварии, инциденты подлежат регистрации, расследованию и учету в соответствии с Положением о расследовании и учете несчастных случаев на производстве и Положением о порядке технического расследования причин аварий на опасных производственных объектах.

О каждом несчастном случае или остром заболевании горный диспетчер сообщает руководству организации и вызывает бригаду «скорой медицинской помощи». Рабочее место, на котором произошли несчастный случай или авария, если это не угрожает жизни и здоровью людей, сохраняется до начала расследования в неизменном состоянии.

Обязательна регулярная оборка уступов от нависей и козырьков.

Расстояние по горизонтали между рабочими местами или механизмами, расположенными на двух смежных по вертикали уступах, должно составлять не менее полуторной суммы максимальных радиусов черпания экскаваторов. При работе экскаваторов на одном горизонте расстояние между ними должно быть не менее  $2 \cdot R_{\text{ч}}^{\text{max}}$ .

Зону в карьере, куда падает осыпь с очищаемых предохранительных берм, обозначать специальными знаками «Стой! Опасная зона!» Информировать регулярно работников карьера о наличии таких опасных зон в карьере.

## **7.2 Анализ опасных и вредных производственных факторов**

На карьере применяются следующие виды производственных процессов: бурение, взрывание, экскавация, транспортирование, отвалообразование.

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		127

Исходя из выше изложенного, можно выявить следующие основные производственные факторы, которые могут привести к травматизму и профессиональным заболеваниям работающих на карьере, а также рабочие места, где проявляется действие того или иного производственного фактора. Основные вредные факторы производства приведены в таблице 7.1.

Таблица 7.1 – Анализ опасных и вредных факторов производства

Технологический процесс	Оборудование	Наименование фактора	Характеристика фактора	Ед. Изм.	Фактическое значение фактора	Норматив по ГОСТ, ПДК, ПДУ
Бурение	Driltech D245S	Пыль Шум Локальная вибрация	Диоксид кремния	мг/м <sup>3</sup> дБА дБ	5 75 120	6 70 112
Взрывные работы	Эммул ьсолит	Газ	Оксид углерода Оксид азота Сероводород	мг/ м <sup>3</sup>	22 6 10	20 5 10
Экскавация	Hitachi EX-1200	Пыль Шум Локальная вибрация	Диоксид кремния	мг/ м <sup>3</sup> дБА дБ	12 100 120	5 70 112
Транспортирование	БелАЗ 7555В	Газ  Общая транспортная вибрация	Оксиды азота Оксид углерода Углеводороды	мг/ м <sup>3</sup>  дБ	4 8 100 120	5 20 300 107
Отвалообразование	Д-572	Пыль	Диоксид кремния	мг/ м <sup>3</sup>	5	3

### 7.3 Мероприятия по борьбе с шумом и вибрацией

Основными источниками вибрации и шума являются процессы разрушения рабочим органом машины горного массива, транспортирования и пересыпки породы и руды, перемещения машины и ее отдельных органов, а также процессы, связанные с работой вспомогательных механизмов.

*ГОСТ 12.1.012-90 «ССБТ. Вибрационная безопасность. Общие требования безопасности»*

Снижение вибраций в источнике ее возникновения достигается устранением резонансных колебаний, уменьшением величины возмущающей силы за счет рациональной конструкции режущего органа, обоснованного выбора режима эксплуатации, ограничения смещения зубьев ковшей за пределы расчетной траектории их движения, уравнивания вращающихся деталей, ослабления массива БВР и др.

Виброизоляция предназначена для снижения вибрации механического оборудования кабин и приборов управления, средств автоматического управления, отдельных узлов машины до допустимого уровня, а также для уменьшения динамических воздействий, передаваемых источниками вибрации на поддерживающие конструкции. Объектами виброизоляции могут быть ковши, привод ротора, дробильные установки, отражательные щиты в местах погрузки и перегрузки горной массы, ролики конвейеров, установки Г-Д, светильники, вспомогательное оборудование (компрессоры, насосы, вентиляторы), кабины управления, кресла на рабочих местах, ручки приборов управления и др.

Виброизолируемый объект может непосредственно опираться на виброизоляторы либо подвешиваться на виброизоляторах.

Чтобы виброизоляторы обеспечили виброизолирующий эффект, необходимо, чтобы собственные частоты системы  $f_c$  были в 2,5-4 и более раз ниже возбуждающей  $f_b$ . На основании опыта рекомендуется выполнять условие  $f_c = (0,25 \div 0,4)f_b$ .

Стальные пружины применяют для амортизации низкочастотной вибрации от 4 до 10 Гц, они малоэффективны при частотах звукового диапазона. Недостаток пружинной подвески – неустойчивость в поперечном направлении.

Амортизацию очень низких колебаний  $f_b < 3$  Гц можно осуществить с помощью металлической торсионной или пневматической подвески. Преимущество пневматической подвески – возможность автоматической регулировки в процессе эксплуатации, недостаток – сложность в эксплуатации.

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						129
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Виброизоляторы с резиновыми элементами могут работать на сдвиг (собственная частота объекта амортизации, опирающегося на резиновый элемент,  $f_c=5\div 6$  Гц), кручение ( $f_c=2\div 3$  Гц), растяжение ( $f_c=3\div 4$  Гц), сжатие ( $f_c=10\div 15$  Гц), т.е. они могут быть эффективны при  $f_b>4\div 4,5$  Гц. Достоинства резиновых виброизоляторов – простота конструкции и наличие демпфирующих свойств (логарифмический декремент 0,25-0,5).

Листовая рессора обладает упругими и гасящими свойствами и обеспечивает виброизоляцию объекта при  $f_b - 10\div 15$  Гц.

Вибропоглощение служит для снижения вибраций ограждений, кожухов и других элементов, изготовленных из металлических листовых материалов, в которых возникают колебания резонансного характера. С этой целью на вибрирующую поверхность наносят специальные материалы, обладающие большим внутренним трением (вибропоглощающие мастики, резина, пластины) и рассеивающие энергию колебаний. Это позволяет резко снизить амплитуды распространяющихся изгибных колебаний, особенно в резонансных режимах. Обычно вибропоглощающие покрытия наносятся в местах максимальных амплитуд вибраций. Применением вибропоглощающих покрытий достигается также значительное снижение уровня производственного шума, особенно в области высоких частот.

*ГОСТ 12.1.003-83(99) «ССБТ. Шум. Общие требования безопасности»*

Снижение шума в источнике возникновения. При модернизации механического оборудования шум можно снизить осуществлением следующих мероприятий:

- ликвидацией погрешностей зацепления зубчатых передач на 10 дБ;
- заменой прямозубого зацепления косозубым – на 5 дБ;
- заменой одной стальной шестерни в паре капроновой – на 12 дБ;
- заменой зубчатой передачи клиноременной – на 15 дБ;
- заменой подшипников качения подшипниками скольжения - на 15 дБ;
- установкой кольца подшипника в капроновую втулку – на 4 дБ.

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		130

Снижение шума в редукторах может быть достигнуто за счет исключения частот ударов зубьев передач с собственными частотами колебаний стенок редуктора и механической системы «привод– редуктор–исполнительный орган». В редукторах небольшой мощности шум можно снизить до 20 дБ заменой стального корпуса и крышки на пластмассовые (из волокнита, стекловолокнита).

Так как большинство источников шума (процессы разрушения горного массива, погрузки, транспортирования, пересыпки, дробления горной массы и др.) находятся в открытом пространстве. Уровни звука уменьшаются с увеличением расстояния от источника звука, частично поглощаются воздухом. При встрече звуковой волны с преградой часть ее энергии поглощается преградой, часть отражается, часть проходит через преграду.

Некоторые источники шума (кондиционеры, вентиляторы и т.п.) расположены непосредственно в кабинах управления. Их звуковые волны многократно отражаются от стен, потолка.

Защита от шума осуществляется с помощью средств звукоизоляции и звукопоглощения, виброизоляции и вибропоглощения.

Звукоизоляция. Защитное действие звукоизолирующей конструкции состоит в том, что часть звуковой мощности отражается от специальных ограждений (кожухи, укрытия, кабины и др.). Для изоляции применяют плотные материалы, хорошо отражающие звук. Звукоизолирующие конструкции могут быть съемными, разборными с открывающимися окнами и дверцами, проемами для ввода коммуникаций. Щели и отверстия в ограждающих конструкциях значительно ухудшают звукоизоляцию. Звукоизолирующие конструкции, в особенности кабины наблюдения, должны устанавливаться на упругие прокладки (виброизоляторы). Детали крепления прокладок (шпильки, обрешетник и др.) являются звуковыми мостиками и существенно ухудшают звукоизоляцию на средних и высоких частотах. Стенки кабины управления, кожухов при действии звукового давления могут испытывать резонансные колебания, тонкие стенки имеют собственные частоты, более низкие, чем

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						131
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		



преобладающие частоты звукового давления. Повышение жесткости конструкции путем установки ребер, способствующих повышению ее собственных частот, приводит к усилению резонанса, что снижает звукоизоляцию. Звукоизоляция одностенной преграды может быть увеличена при нанесении дополнительных слоев вибропоглощающего материала. Двух- или многостенные конструкции не только изолируют внешний, воздушный шум, но и поглощают звук, излучаемый первой стенкой при ее вибрации. Расчет и выбор звукоизолирующих конструкций производится в соответствии со СНиП II-12-77.

Звукопоглощение производится материалами, способными поглощать звуковую мощность. Звукопоглощающие материалы применяют не только для шумоизоляции источника шума (кожухи, ограждения и др.), но и внутри кабины управления для поглощения внутреннего шума.

Способность материалов и конструкций поглощать звук оценивается коэффициентом звукопоглощения, представляющим собой отношение поглощенной звуковой энергии материалов к звуковой энергии, падающей на него. Звукопоглощающие материалы должны быть пожаробезопасными, обладать гигиеничностью, высоким коэффициентом звукопоглощения, не изменяющим свои свойства во времени.

#### *Технологические и организационные способы снижения вибраций и шума.*

Рациональные режимы работы. При назначении режимов работы следует учитывать их вибрационные характеристики. Для экскаваторов, где наиболее опасными являются крутильные колебания стрелы, следует предпочитать разработку породы вертикальными стружками, так как в случае работы горизонтальными стружками увеличивается момент, скручивающий стрелу. Большие колебания в вертикальной плоскости можно снизить переходом от вертикальных к горизонтальным стружкам (за счет уменьшения величины вертикальной составляющей окружной силы). Существуют оптимальные размеры стружки, при которых вибрации являются минимальными. Разработка

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		132

породы неширокими толстыми стружками уменьшает боковую силу на ковше и способствует снижению колебаний в горизонтальной плоскости.

Организационные мероприятия по снижению вибраций и шума следующие:

- паспортизация параметров вибрации и шума на рабочих местах;
- проведение профессионального отбора при приеме на работу и медицинский контроль за состоянием рабочих;
- выбор рационального режима труда и обучение рабочих методам защиты от вибрации и шума;
- контроль за соблюдением правил безопасной работы людей в виброшумовых условиях;
- своевременный и качественный ремонт на специализированных предприятиях;
- контроль виброзащитных и шумовых характеристик в процессе эксплуатации и после ремонта;
- замена оборудования на менее шумное (например, пневмопривода на гидропривод или электропривод);
- удаление кабин управления из опасных зон вибрации и шума;
- внедрение дистанционного управления шумными машинами и механизмами и автоматического контроля за их функционированием;
- обеспечение работающих средствами индивидуальной защиты, медико-биологическая профилактика шумовибрационной болезни.

Все зоны с уровнем звука выше 85 дБ должны быть обозначены предупредительными знаками. Не допускается эксплуатация машин при отсутствии средств виброшумозащиты, предусмотренных технической документацией.

#### **7.4 Санитарно-гигиенические условия труда рабочих**

Санитарно-гигиенические условия труда рабочих определены в соответствии с Руководством Р 2.2.755-99 "Гигиенические критерии оценки и

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						133
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

классификация условий труда по показателям вредности и опасности факторов производственной среды, тяжести и напряженности трудового процесса", Минздрав России, М., 1999 г.

*Индивидуальные средства защиты.* Согласно статье 221 Трудового кодекса все работники карьера должны быть обеспечены средствами индивидуальной защиты. Эти средства определяются предприятиями с учетом "Типовых отраслевых норм бесплатной выдачи специальной одежды, специальной обуви и других средств индивидуальной защиты работникам", утвержденных постановлением Министерства труда и социального развития РФ от 25 декабря 1997 г. № 66, с изменениями от 16 марта 2010г.

*Коллективные средства защиты работающих.* На карьере предусмотрены следующие средства коллективной защиты работающих от воздействия опасных и вредных производственных факторов:

-системы вентиляции и кондиционирования воздуха в кабинах машинистов для нормализации воздушной среды в этих помещениях;

-источники света на открытых площадках и в помещениях для создания нормативной освещенности рабочих мест;

-оградительные устройства, изолирующие устройства и покрытия, устройства защитного заземления, молниеотводы и разрядники, знаки безопасности для защиты от поражения электрическим током;

-заземляющие устройства для защиты от статического электричества;

-оградительные устройства и теплоизоляция для защиты от высоких температур в котельной и трубопроводах.

Все места экскаваторов обслуживания оборудования имеют площадки с ограждениями. Управление процессом добычи и погрузки угля ведется из кабины машиниста. Отсюда осуществляются все необходимые функции, для ведения технологических процессов, обеспечения безопасности персонала, целостности оборудования и его бесперебойной работы. Во время работы

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		134

машинист сидит в пульт-кресле, в подлокотники которого вмонтированы приборы и рычаги управления.

В кабине созданы хорошие условия для работы. Предусмотрена вентиляционная система. Фильтрованный воздух подается через нее в кабину машиниста в необходимом количестве для поддержания избыточного давления. Кабина состоит из изолированных герметичных боковых стенок с одной дверью; оконных стекол из безопасного стекла; пола с резиновым покрытием; крыши; вентиляционной системы; кабельного канала под полом. Предусмотрены осветительные установки для освещения мостков и рабочей зоны.

Бульдозеры и автомобили имеют кабины управления с фильтровентиляционными установками. В кабинах в зависимости от времени года предусмотрен обогрев или охлаждение воздуха для поддержания необходимых параметров воздушной среды:

- температура воздуха в теплый период года – 21-23°C;
- температура воздуха в холодный период года – 18-20°C;
- относительная влажность воздуха – 40-60%

Ремонтные рабочие в период ремонта они работают на открытом воздухе не более 2-х часов в смену.

Вода для хозяйственно-бытовых нужд доставляется на участок во флягах на дежурном автотранспорте. На промплощадке оборудован закрытый туалет с выгребной ямой в соответствии с общими санитарными правилами.

Горные работы на карьере должны выполняться по проекту с учетом перечня и характеристик опасных зон и участков, особо опасных работ, порядка их проведения и мероприятий по обеспечению их безопасности на разрезе.

Ответственность за нарушение правил безопасности возлагается на руководителей и специалистов предприятия в порядке, установленном законодательством.

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		135

## 7.5 Мероприятия по борьбе с запыленностью и загазованностью воздуха

*ГОСТ 12.0.003-74(99) «ССБТ. Опасные и вредные производственные факторы»*

Состав атмосферы карьера отвечает установленным нормативам по содержанию основных частей воздуха и вредных примесей (ЕПБ, п. 475).

На период строительства карьера и ввода карьера в эксплуатацию, горные работы по вскрытию и отработке горизонтов осуществляются также в соответствии со СНиП, «Технике Безопасности в строительстве», ПТЭ.

Контроль за составом атмосферы карьера по содержанию вредных газов производится согласно ЕПБ 476, 152 силами лаборатории.

При положительной температуре воздуха, для снижения пылеобразования на автомобильных дорогах, принято проводить поливку дорог водой питьевого качества с применением при необходимости связующих добавок. При экскавации горной массы предусмотрено систематическое орошение взорванной горной массы водой.

Для снижения интенсивности пылевыведения при буровых работах на карьере, достигают применением: мокрых способов пылеподавления; бурением на оптимальных режимах и специальными долотами.

Для борьбы с пылегазовыделением при массовых взрывах, применяют: предварительное увлажнение взрываемого массива; перенесение времени взрывов на период ветровой активности;

Для пылеподавления при выемочно-погрузочных работах, применяют: искусственную вентиляцию для выноса пыли из забоя экскаватора; увлажнение пыли, находящейся в навале.

Меры борьбы с пылью при транспортировании горной массы достигаются: применением усовершенствованных покрытий автодорог; увлажнением поверхности автодорог.

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		136

Методы борьбы с пылью при отвалообразовании: систематическое увлажнение поверхности верхней площадки бульдозерного отвала.

## **7.6 Обеспечение безопасности ведения буровых работ**

Бурение взрывных скважин производится по проекту на бурение, составленному согласно типового проекта и утвержденному главным инженером предприятия с соблюдением Единых правил безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом.

Рабочее место для ведения буровых работ обеспечено: подготовленным фронтом работ (очищенной и спланированной рабочей площадкой); комплектом исправного бурового инструмента; проектом (паспортом, технологической картой) на бурение; буровой станок должен оснащаться средствами пылеподавления и пылеулавливания.

Буровой станок установлен на спланированной площадке за пределами призмы обрушения на расстоянии не менее 2 м от верхней бровки уступа, а его продольная ось при бурении первого ряда скважин перпендикулярна бровке уступа.

Бурение скважин следует производить в соответствии с инструкциями, разработанными организацией на основании типовых для каждого способа бурения.

Перемещение бурового станка с поднятой мачтой по уступу допускается по спланированной площадке. При перегоне бурового станка с уступа на уступ или под высоковольтной линией мачта укладывается в транспортное положение, буровой инструмент – снят или надежно закреплен.

После обурирования блока на его границах выставляются аншлаги «Блок обурен».

Массовые взрывы должны производиться в соответствии с «Едиными правилами безопасности при взрывных работах», типовым проектом ведения БВР на карьере АО «Васильевский рудник», требованиями типовых инструкций, утвержденных Ростехнадзором России.

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		137

При производстве массовых взрывов, представляющих угрозу безопасности воздушного движения, обязательно согласование их проведения в установленном порядке с федеральными органами.

### **7.7 Обеспечение безопасности ведения взрывных работ**

Взрывные работы на карьере проводятся в светлое время суток по графику, согласованному с руководством аэропорта Мотыгино. Граница опасной зоны устанавливается проектом на каждый взрыв. На местности границы опасной зоны отмечаются условными знаками с выставлением постов охраны. Перевозка, хранение ВВ и зарядание скважин производится в соответствии с ЕПБ при взрывных работах, а также с «Правилами перевозки опасных грузов автомобильным транспортом».

Все воздушные и кабельные линии электропередач в границах опасной зоны на время взрывания зарядов отключаются. После взрыва (перед включением) эти линии осматриваются с записью результатов в специальный журнал. Перед производством массового взрыва на карьере обеспечивается вывод людей из карьера за пределы опасной зоны. При любых операциях ВМ не должны подвергаться толчкам и ударам, запрещается курить и разводить открытый огонь ближе 100 м, иметь при себе курительные и зажигательные принадлежности, а также огнестрельное оружие.

*Запрещаются!* - взрывные работы при отсутствии проекта на взрывные работы. При производстве взрывов обязательно применение звуковых, а в темное время и световых сигналов, назначение которых должны знать все рабочие и служащие, работающие на карьере и задействованные на производстве массового взрыва лица. *Запрещается* подача сигналов голосом, а также с применением взрывчатых материалов. Должность, Ф.И.О. работника, задействованного на подаче сигналов, указываются в распоряжке проведения массового взрыва.

*Значение и порядок сигналов*

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		138

*Первый сигнал – предупредительный* – (один продолжительный звуковой сигнал)

Подается после вывода людей не связанных с заряданием и монтажом взрывной сети за пределы опасной зоны и после выставления постов охраны опасной зоны, а так же после получения ответственным руководителем взрывных работ сообщения с помощью средств радиосвязи от лиц, ответственных за охрану опасной зоны и выставление постов, а также за вывод людей с территории опасной зоны, перед монтажом РП-8М (при использовании неэлектрической системы инициирования - перед присоединением взрывной сети участков к магистральной). По завершению монтажа взрывной сети производится проверка исправности ее из места укрытия (за пределами опасной зоны) взрывника.

*Второй сигнал – боевой* – (два продолжительных звуковых сигнала) подается после монтажа взрывной сети перед подачей тока взрывником из места укрытия в электровзрывную сеть.

Ответственный руководитель взрыва, получив письменные рапорта от ответственных за подготовку к взрыву и убедившись в выполнении всех мероприятий, перечисленных в «Распорядке массового взрыва», своей росписью в наряд - путевке на производство взрывных работ дает разрешение на взрыв и командует о подаче сигнала «БОЕВОЙ», по которому старший взрывник из укрытия подает ток в электровзрывную магистраль.

Если при подаче тока взрыва не произошло, взрывник ОБЯЗАН:

- отсоединить от источника тока электровзрывную сеть, замкнуть накоротко ее концы, взять с собой ключ от взрывного прибора и только после этого выяснить причину отказа. Подход взрывника к месту взрыва разрешается не ранее чем через 30 минут.

Не ранее чем через 30 минут после взрыва, по окончании подвижки горной массы и проветривания блока, ответственный руководитель массового взрыва и взрывник совместно осматривают взорванный блок с соблюдением мер,

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						139
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		



предотвращающих отравление проверяющего персонала ядовитыми продуктами взрыва, устанавливают, что отказов зарядов нет и работа на месте взрыва безопасна, после этого ответственный руководитель массового взрыва - дает команду на подачу сигнала «ОТБОЙ»,

*Третий сигнал – отбой* – (три коротких звуковых сигнала) подается после осмотра места взрыва.

Рабочие оцепления после третьего сигнала покидают свой пост по распоряжению ответственного за охрану опасной зоны, с приемом от них докладов. В случае обнаружения отказов, взрывник должен незамедлительно выставить отличительные знаки у отказов и сообщить руководителю взрывных работ.

**ЗАПРЕЩАЕТСЯ!** В местах обнаруженных отказов производить какие-либо производственные процессы, не связанные с их ликвидацией.

Работы, связанные с ликвидацией отказов, должны производиться под руководством лица технического надзора в соответствии с согласованной с территориальными органами Ростехнадзора России инструкцией по предупреждению, обнаружению и ликвидации отказавших зарядов ВВ на земной поверхности и проекту ликвидации отказавших зарядов утвержденного главным инженером АО «Васильевский рудник».

Допуск рабочих к месту взрыва разрешается не ранее, чем через 30 минут после взрыва, рассеивания пылевого облака и полного восстановления видимости в карьере ответственным руководителем массового взрыва.

#### *Запретная зона*

Вводится перед началом заряжания скважин на период их заряжания - запретная зона, в пределах которой запрещается находиться людям, не связанным с заряданием. Запретная зона составляет не менее 20 метров от ближайшего заряда, и на местности обозначается флажками или оградительными конусами. Она распространяется как на рабочую площадку того уступа, на котором производится зарядание, так и на ниже и выше

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						140
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

расположенные уступы, считая по горизонтали от ближайших зарядов, охраняется вооруженным охранником, проинструктированным в установленном порядке.

#### *Опасная зона*

Вводится до начала монтажа взрывной сети (перед включением в сеть РП-8М при использовании детонирующих шнуров и перед присоединением взрывной сети участков к магистральной при использовании систем неэлектрического инициирования).

Охраняемая опасная зона на местности обозначается предупредительными знаками, число и место которых определяется руководителем взрывных работ или ответственным за оцепление опасной зоны. Охрана организуется так, чтобы все пути возможного проникновения в опасную зону были перекрыты и находились под непрерывным надзором. Допуск лиц к охране опасной зоны разрешается после инструктажа с росписью проводившего и получившего инструктаж. Для обеспечения охраны постовые оснащаются флажками, рациями.

Посты охраны опасной зоны расставляются до начала монтажа взрывной сети. Во время расстановки постов ответственным лицом, взрывники, выделенные для монтажа сети, занимаются только подготовительными работами на блоке. Монтаж взрывной сети начинается по команде руководителя взрывных работ, только после получения рапорта от ответственных за вывод людей за пределы опасной зоны, отвода горного оборудования, внутрикарьерного транспорта, отключения электроэнергии и расстановки постов охраны на границах опасной зоны.

В опасную зону разрешается проход лиц технического надзора организации и работников контролирующих органов при наличии связи с руководителем взрывных работ (взрывником) и только через пост, к которому выходит взрывник.

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						141
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

### *Организация работ при обнаружении и ликвидации отказавших зарядов*

Для своевременного обнаружения отказавших зарядов и предупреждения его несанкционированного взрыва все места взрывных работ после их проведения должны тщательно осматриваться: на наличие во взорванной горной массе остатков ВМ; на наличие выступов не разрушенного взрывом массива в районе расположения скважины; на вид забоя, похожего на невзорванный целик; на затруднение экскавации горной массы по сравнению с соседними, уже отработанными участками.

Допуск людей к месту взрыва для дальнейшей работы осуществляется руководителем взрывных работ на смене, после того как им совместно с взрывником будет установлено, что отказов зарядов нет и работа в этом месте безопасна.

Каждый отказ заряда (или подозреваемый отказ), в том числе обнаруженный позднее в процессе отгрузки горной массы, подлежит регистрации в «Журнале регистрации отказов при взрывных работах».

О времени ликвидации отказа должна быть сделана соответствующая запись в «Журнале регистрации отказов при взрывных работах» в тех случаях, когда отказ был записан в журнале приема-сдачи смен экскаватора, отметка о ликвидации отказа должна быть сделана и в этой книге.

Остатки ВМ собранные при ликвидации отказавшего заряда передаются на склад ВМ для уничтожения в соответствии с требованиями ЕПБ при взрывных работах.

Запрещается производить работы по ликвидации отказавших зарядов при недостаточном освещении.

Раз в полугодие производиться анализ причин отказавших зарядов, по результатам анализа разрабатываются мероприятия по предупреждению отказов.

Взрывник, обнаружив отказавший заряд (или при подозрении на него) при осмотре места взрыва, обязан:

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						142
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

1. Выставить отличительный знак (флажки) у невзорвавшегося заряда на земной поверхности;
2. Концы проводов электродетонаторов или соединительных проводов электровзрывной цепи отказавших зарядов замкнуть накоротко;
3. Поставить в известность лицо технического надзора;
4. До прибытия лиц технического надзора не допускать к месту отказа людей для выполнения работ, не связанных с ликвидацией отказавшего заряда;
5. Под руководством лица технического надзора ликвидировать отказавший заряд;

Во всех случаях при обнаружении отказавшего заряда ВВ в отбитой горной массе или в забое в процессе уборке горной массы лицо, обнаружившее отказ, обязано немедленно сообщить об этом непосредственному руководителю и предупредить людей, работающих в районе отказа. В месте отказов запрещаются какие-либо работы, не связанные с их ликвидацией.

Машинист экскаватора, обнаруживший отказ (или подозревающий об отказе) обязан:

1. Немедленно прекратить все работы по погрузке (перегрузке) горной массы;
2. Дать указание водителям автосамосвалов вывести подвижной состав за пределы опасной зоны;
3. Выставить отличительный знак у отказа;
4. Вызвать горного мастера;
6. До прибытия горного мастера не производить работ в пределах опасной зоны;

Время обнаружения отказа, принятые меры безопасности, а также данные о том, кому сообщено об обнаружении отказа, заносятся машинистом экскаватора в журнал приема-сдачи смен.

Горный мастер при обнаружении отказа или получении сообщения об отказе обязан сообщить об этом лично ответственному руководителю взрывных

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						143
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

работ карьера, а затем прибыть на место отказа и принять необходимые меры безопасности: прекратить всякие работы в опасной зоне; установить у отказа отличительный знак; не допускать самовольных работ по ликвидации отказа; немедленно вывести людей из опасной зоны.

Маркшейдерская служба карьера при необходимости обеспечивает своевременную съемку отказавших зарядов ВВ и нанесение их на маркшейдерские планы.

Работы, связанные с ликвидацией отказов, должны производиться под руководством лица технического надзора в соответствии с согласованной с территориальными органами Ростехнадзора инструкцией по предупреждению, обнаружению и ликвидации отказавших зарядов ВВ на земной поверхности и проекту ликвидации отказавших зарядов утвержденного техническим руководителем АО «Васильевский рудник».

После ликвидации отказа лица, ответственные за ликвидацию, обязаны организовать тщательный осмотр взорванной горной массы и сбор всех остатков ВМ для последующей их передачи на склад ВМ. Результаты выполненных массовых взрывов подлежат систематическому анализу в АО «Васильевский рудник». При этом принимаются решения по уточнению параметров дальнейшему совершенствованию буровых и взрывных работ.

#### *Транспортирование ВМ*

Перевозка ВМ от расходного склада ВМ до места производства взрывных работ производится автотранспортом согласно требованиям «Правил перевозки опасных грузов автомобильным транспортом», «Единых правил безопасности при взрывных работах» и при обязательном сопровождении взрывником и вооруженным охранником. Перевозка ВМ производится специально допущенным для этого автотранспортом с водителем, имеющим стаж работы не менее 3-х лет, прошедшим специальную подготовку и имеющим допуск на перевозку ВМ, ознакомленным с правилами и инструкциями, аварийными

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						144
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

карточками на перевозимые ВМ по утвержденному руководителем предприятия маршруту, с путевым листом на перевозку опасного груза.

Все электродетонаторы, полученные для взрывных работ, должны быть промаркированы маркератором с личным индексом взрывника, фамилия которого указана в наряд-путевке на производство взрывных работ. СИ (электродетонаторы) перевозятся в специальном, плотно закрывающемся ящике с внутренними мягкими прокладками со всех сторон, закрывающимся на замок. Совместная перевозка ВВ и СИ запрещена. Ящик со СИ устанавливается в передней части кузова.

#### *Хранения, учет и использование ВМ*

Основание для отпуска ВМ с расходного склада на взрываемый объект является наряд-путевка на производство взрывных работ с записью в книгу учета выдачи и возврата ВМ.

Доставленные на объект ВМ при наличии охраны разгружаются на взрываемом блоке возле пробуренных скважин. При этом производится подсчет разгруженных ВМ и регистрация заводских номеров изделий руководителем взрывных работ и взрывником.

Перед началом разгрузки ВМ, руководителем взрывных работ выставляется вооруженная охрана из лиц, прошедших инструктаж и ознакомленных со свойствами ВМ и правилами обращения с ними, а также ознакомленных с инструкцией для лиц охраны по хранению и охране взрывчатых материалов на местах ведения взрывных работ. Охрана ВМ на блоке и заряженных скважин осуществляется до момента введения «опасной зоны».

ВМ, доставленные к месту работы, должны находиться в сумках или заводской упаковке, при этом ВВ и СИ должны находиться отдельно, на расстоянии, исключающем передачу детонации. Для предотвращения порчи ВМ от атмосферных осадков, предусматривается их укрытие на месте производства взрывных работ пологами, которые используются при перевозке ВМ автотранспортом.

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						145
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Ответственный руководитель взрывных работ обязан производить контроль использования ВМ строго по назначению и организовать, при необходимости, возврат остатков ВМ на расходный склад ВМ карьера «Эльдорадо».

По окончании взрывных работ, взрывник обязан отчитаться за израсходованные ВМ перед заведующим складом ВМ и сдать основной документ для списания ВМ - наряд-путевку на производство взрывных работ, заверенную подписями, а также взрывную машинку с приборами для взрывания либо электронное пусковое устройство.

**КАТЕГОРИЧЕСКИ ЗАПРЕЩАЕТСЯ:** – самовольное приведение в негодность или уничтожение не использованных ВМ.

### **7.8 Основные мероприятия, обеспечивающие безопасность при работе экскаватора**

Экскаватор должен располагаться на уступе на твердом выровненном основании с уклоном, не превышающим допустимого техническим паспортом экскаватора. Во всех случаях расстояние между автосамосвалами и контргрузом экскаватора должно быть не менее 1 м. При пуске двигателя должны соблюдаться все меры предосторожности, оговоренные Инструкцией по эксплуатации.

При погрузке в автотранспорт машинист экскаватора должен подавать, сигналы, значение которых устанавливается администрацией карьера.

Запрещается во время работы экскаватора пребывание людей (включая и обслуживающий персонал) в зоне действия ковша.

В темное время суток зона работы экскаватора и подъездные дороги должны быть хорошо освещены.

Передвижение автотранспортных средств должно начинаться только по сигналу машиниста экскаватора.

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						146
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Запрещается проносить грузеный ковш над кабиной автомашины. Водитель при загрузке должен находиться на безопасном расстоянии, если кабина его машины не защищена.

При передвижении экскаватора по горизонтальному пути или на подъем ведущая ось его должна находиться сзади, а при спусках с уклона - впереди. Ковш должен находиться не выше 1 м от почвы, а стрела установлена по ходу экскаватора.

### **7.9 Основные мероприятия, обеспечивающие безопасность при работе автотранспорта**

План и профиль автомобильных дорог, ширина проезжей части, радиус кривых в плане должны соответствовать СНиП 2.05.07-91. Проезжая часть дороги внутри контура карьера ограждается от призмы возможного обрушения предохранительным валом высотой не менее половины диаметра колеса самого большого по грузоподъемности эксплуатируемого на карьере автомобиля. Высота предохранительного вала по данному проекту принимается 1,0 м с шириной по основанию 2 м.

Все места погрузки, виражи, капитальные траншеи, а также внутрикарьерные дороги в темное время суток должны быть освещены.

В зимнее время автодороги должны систематически очищаться от снега и льда и посыпаться песком или мелким щебнем.

На карьерных автомобильных дорогах обгон запрещен. При экскаваторной погрузке горной массы в автомобили должны выполняться следующие условия:

1. Ожидающий погрузку автомобиль должен находиться за пределами радиуса действия экскаваторного ковша и становиться под погрузку только после разрешающего сигнала машиниста экскаватора;
2. Находящийся под погрузкой автомобиль должен быть заторможен и находиться в пределах видимости машиниста экскаватора;
3. Погрузка в кузов автомобиля должна производиться только с боку или сзади;

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						147
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		



4. Нагруженный автомобиль должен следовать к пункту разгрузки только после разрешающего сигнала машиниста экскаватора.

При работе автомобиля запрещается: движение автомобиля с поднятым кузовом; движение задним ходом к месту погрузки на расстояние более 30 м (за исключением случаев проведения траншей); переезжать через кабели, проложенные по почве без специальных предохранительных укрытий; перевозить посторонних людей в кабине; оставлять автомобиль на уклонах и подъемах; производить запуск двигателя, используя движение автомобиля под уклон.

Во всех случаях при движении автомобиля задним ходом должен автоматически включаться звуковой сигнал.

Односторонняя или сверхгабаритная загрузка, а также загрузка, превышающая установленную грузоподъемность автомобиля, не допускаются.

Кабина карьерного автосамосвала должна быть перекрыта специальным защитным козырьком, обеспечивающим безопасность водителя при погрузке. При отсутствии защитного козырька водитель автомобиля при погрузке обязан выйти из кабины и находиться за пределами радиуса действия ковша экскаватора.

Для обеспечения безопасности работы технологического автотранспорта проектом предусмотрены следующие мероприятия: установка дорожных знаков и специальных щитов указателей, сигнальных ограждающих столбиков на автодорогах, повышающих безопасную работу транспорта; устройство валов, ограждающих берму возможного обрушения от наезда на нее автотранспорта и предотвращающих падение автомобиля в выработанное пространство с транспортной бермы; в зимний период предусмотрена очистка дорог от снега и гололеда.

Каждый автомобиль имеет технический паспорт, содержащий его основные технические и эксплуатационные характеристики. Находящиеся в эксплуатации карьерные автомобили укомплектованы: средствами

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						148
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

пожаротушения; знаками аварийной остановки; медицинскими аптечками; упорами (башмаками) для подкладывания под колеса; звуковым прерывистым сигналом при движении задним ходом; устройством блокировки (сигнализатором) поднятия кузова под ВЛ (для автосамосвалов грузоподъемностью 30 т и более); двумя зеркалами заднего вида; средствами связи.

### 7.10 Мероприятия по пожарной безопасности

В соответствии с требованиями Технологического регламента о требованиях пожарной безопасности, пожарная безопасность проектируемого объекта обеспечивается: системой предотвращения пожара; системой противопожарной защиты; комплексом организационно-технических мероприятий. Система предотвращения пожара в проектируемом комплексе обеспечивается применением пожаробезопасных строительных конструкций, различного инженерно-технического оборудования, которые прошли в установленном порядке соответствующие испытания и имеют сертификаты соответствия и пожарной безопасности, а также привлечением организаций, имеющих соответствующие лицензии и допуски, для осуществления проектирования, монтажа, наладки, эксплуатации и технического обслуживания данного оборудования.

Система противопожарной защиты обеспечивается комплексом конструктивно-планировочных решений, а также применением средств противопожарной защиты следующими способами: применение объемно-планировочных решений и средств, обеспечивающих ограничение распространения пожара за пределы очага; устройство эвакуационных путей, удовлетворяющих требованиям безопасной эвакуации людей при пожаре; устройство систем обнаружения пожара (установок и систем пожарной сигнализации), оповещения и управления эвакуацией людей при пожаре; применение основных строительных конструкций с пределами огнестойкости и классами пожарной опасности, соответствующими требуемым степени

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						149
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

огнестойкости и классу конструктивной пожарной опасности зданий, сооружений и строений, а также с ограничением пожарной опасности поверхностных слоев (отделок, облицовок и средств огнезащиты) строительных конструкций на путях эвакуации; применение огнезащитных составов (в том числе антипиренов и огнезащитных красок) и строительных материалов (облицовок) для повышения пределов огнестойкости строительных конструкций; применение первичных средств пожаротушения.

К организационно-техническим мероприятиям относится создание на объекте соответствующей службы, осуществляющей контроль за эксплуатацией и техническим обслуживанием систем противопожарной защиты.

*Обоснование противопожарных расстояний между зданиями, сооружениями и наружными установками, обеспечивающих пожарную безопасность объектов капитального строительства.*

На площадке карьера не предусмотрено строительство капитальных зданий и сооружений, поэтому обоснование противопожарных расстояний между зданиями, сооружениями и наружными установками, обеспечивающих пожарную безопасность объектов капитального строительства не требуется. Передвижные сооружения (помещение обогрева, насосные карьерного водоотлива) должны устанавливаться эксплуатирующей организацией с соблюдением действующих противопожарных норм.

#### *Решения по Противопожарное водоснабжение*

Решения по противопожарному водоснабжению приняты в соответствии с №123-ФЗ «Технический регламент о требованиях пожарной безопасности», СП10.13130.2009 «Внутренний противопожарный водопровод», СП 8.13130.2009 «Источники наружного противопожарного водоснабжения». Основные характеристики зданий и сооружений приведены в таблице 7.2.

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		150

Таблица 7.2 – Основные характеристики зданий и сооружений

№ п/п	Наименование	Степень огнестойкости	Класс функциональной пожарной опасности	Класс конструктивной пожарной опасности	Категория производства	Строительный объём	Этажность
1	Помещение для обогрева	V	Ф3.6	-	-	94	1
2	Насосные станция карьерного водоотлива (3 шт)	V	Ф5.1	-	Д	58/ 37	1
3	Узел обеззараживания	II	Ф5.1	СО	Д	15	1

Расчётный расход воды на наружное пожаротушение насосных станций карьерного водоотлива составляет 10 л/с. Внутреннее пожаротушение насосных станций не предусматривается. Расчетное время тушения пожара 3 часа. Количество одновременных пожаров на площадке – один.

Расчётный объём воды на пожаротушение составляет

$$W=10\text{л/с}\cdot3,6\cdot3\text{ч}=108\text{ м}^3 \quad (7.1)$$

Противопожарный запас воды хранится в приёмных зумпфах насосных станций карьерного водоотлива. Пожаротушение предусматривается непосредственно из зумпфа с использованием существующей передвижной пожарной техники.

Для узла обеззараживания и помещения обогрева система внутреннего и наружного противопожарного водоснабжения не предусматривается.

#### *Организация проездов и подъездов для пожарной техники*

На площадке карьера не предусмотрено строительство капитальных зданий и сооружений, поэтому предусмотрены только технологические подъезды к карьору и на горизонты отработки месторождения, обеспечивающие также проезд пожарной техники.

*Описание и обоснование принятых конструктивных и объёмно-планировочных решений, степени огнестойкости и класса конструктивной*

### *пожарной опасности строительных конструкций*

В составе архитектурно - строительной части проекта разработаны сооружения бытового и производственного назначения. Объёмно-планировочные решения приняты в соответствии с действующими строительными нормами и правилами.

Конструктивные решения приняты: в соответствии с объёмно-планировочными решениями; техническими условиями заказчика на использование строительных материалов и конструкций; в соответствии с экономической целесообразностью.

Степени огнестойкости сооружений комплекса и классы конструктивной пожарной опасности строительных конструкций приняты: из условия обеспечения пожарной безопасности; решения пожаротушения объектов комплекса; в соответствии с экономической целесообразностью.

С целью предупреждения пожара и ограничения распространения огня предусмотрен требуемый предел огнестойкости ограждающих конструкций, соответствующий данной степеням огнестойкости сооружений, обеспечены требуемые пути эвакуации людей при пожаре.

### *Описание организационно-технических мероприятий по обеспечению пожарной безопасности объекта капитального строительства*

В соответствии с правилами пожарной безопасности в Российской Федерации (ППБ-01-03) на предприятии АО «Васильевский рудник» (месторождение «Николаевское» является структурным подразделением предприятия) введена система пожарной безопасности, обеспечивающая безопасность людей и имущества, в соответствии с которой назначены ответственные работники и разработаны инструкции о мерах пожарной безопасности для каждого взрывоопасного и пожароопасного объекта. Все работники допускаются к работе только после прохождения противопожарного инструктажа.

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						152
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

## 7.11 Обеспечение безопасности при эксплуатации электроустановок

ГОСТ 12.2.007.2-75 (1985)

При разработке месторождений открытым способом к электроустановкам предъявляются требования действующих правил устройства электроустановок; правил техники безопасности при эксплуатации электроустановок-потребителей; правил пользования и испытания защитных средств, применяемых в электроустановках; инструкции по безопасной эксплуатации электрооборудования и электросетей на карьерах; инструкции по проектированию и устройству молниезащитных зданий в той части, где их строительство не противоречит настоящим правилам.

На карьере в обязательном порядке имеются:

- схема электроснабжения, нанесенная на план горных работ,
- принципиальная однолинейная схема с указанием силовых сетей, электроустановок (трансформаторных подстанций, распределительных устройств и т.п.), а также рода тока, сечения проводов и кабелей, их длины, марки, напряжения и мощности каждой установки, всех мест заземления, расположения защитной и коммутационной аппаратуры, установок тока максимальных реле и номинальных токов плавких вставок предохранителей, а также токов короткого замыкания в наиболее удаленной точке защищаемой линии.

Происшедшие изменения должны наноситься на схемы не позднее, чем на следующий день.

На каждом пусковом аппарате четкая надпись, указывающая включаемую им установку.

Для защиты людей от поражения электрическим током в электроустановках напряжением до 1000 В должны применяться аппараты (реле-утечки), автоматически отключающие сеть при опасных токах утечки.

Происшедшие изменения должны наноситься на схемы не позднее, чем на следующий день.

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						153
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

На каждом пусковом аппарате четкая надпись, указывающая включаемую им установку.

Для защиты людей от поражения электрическим током в электроустановках напряжением до 1000 В должны применяться аппараты (реле-утечки), автоматически отключающие сеть при опасных токах утечки.

### **7.12 План ликвидации аварий**

Аварии и поломки возникают по следующим причинам: нарушение правил технической эксплуатации, недосмотр или неправильные действия членов бригады, низкая квалификация и плохая организация труда обслуживающего персонала. Для предупреждения и ликвидации возникшей аварии для каждого участка, находящейся в эксплуатации, составляется план ликвидации аварии.

Аварийный план ликвидации аварий, предусматривает: возможные аварии и условия, опасные для жизни людей и места их возникновения; мероприятия по спасению людей, застигнутых аварией; мероприятия по ликвидации аварий, а также действия инженерно-технических работников и рабочих при возникновении аварий; места нахождения средств для спасения людей и ликвидации аварии; действия ВГСЧ при ликвидации аварий.

План ликвидации аварий содержит: оперативную часть; распределение обязанностей между отдельными лицами, участвующими в ликвидации аварий; список должностных лиц и учреждений, которые немедленно извещены об аварии.

К оперативной части плана ликвидации аварий прилагаются следующие документы: план горных работ с нанесением мест расположения подсобных построек, плотин, дамб, перемычек, переправ, с отметкой уровня воды и глубин водоема; схема с нанесением расположения основного оборудования и выходов; схема противопожарного водовода; схема электроснабжения; схема аварийного освещения; схема расположения водонепроницаемых переборок, люков и монтажных проемов.

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						154
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

План ликвидации аварий составляется (пересматривается) ежегодно начальником участка, согласовывается с начальником горноспасательной службы и начальником пожарной части и утверждается главным инженером за 15 дней до начала следующего промывочного сезона.

План ликвидации аварий со всеми приложениями находится на участке, у главного инженера прииска и командира ВГСЧ. Кроме того, оперативная часть плана вывешена в мастерском помещении. С аварийным планом должны быть ознакомлен весь обслуживающий персонал.

### 7.13 Охрана окружающей среды

Массовый взрыв в разрезе является мощным периодическим источником выброса в атмосферу большого количества пыли и газов. С увеличением удельного расхода ВВ в 2 раза удельное пылевыведение возрастает в 6 раз, поэтому предусмотрены следующие мероприятия: полностью исключить перерасход взрывчатого материала; производить орошение подготовленных к взрыву участков уступов, эффективность подавления пыли в этом случае составляет 60÷80 %.

При использовании взрывчатых веществ на основе аммиачной селитры ядовитых газов выделяется в 1,5÷2,5 раза меньше, чем при применении тротила.

Улавливание пыли при буровых работах обеспечивается подачей воды в скважину. Пыль, смоченная водой, удаляется из скважины с помощью воздуха, поданного под давлением компрессорной установкой. Влажная пыль не рассеивается, а скапливается у устья скважины, затем используется как забоечный материал.

Снижение пылеобразования при погрузочно-разгрузочных работах достигается за счет гидроорошения.

Для предупреждения пылевыведения на автодорогах в карьере следует поливать их водой. Поливка водой производится в летний период, а в зимний период автодороги посыпают песком, шлаком или мелким щебнем.

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						155
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		



Для предотвращения сдувания пыли с рабочих площадок и откосов уступов карьера и отвалов следует их орошать 0,01÷0,1 % раствором полиакриламида.

На нерабочих площадках предотвращением пылеобразования является озеленение, для чего надо выполнять подготовительные работы по созданию удовлетворительных условий для произрастания растений.

Горными работами к концу отработки месторождения будут нарушены большие площади земли. С целью сохранения и улучшения продуктивности этих земель и приданию площади с нарушенной поверхностью свойств, характерных для окружающих комплексов, осуществляется рекультивация.

Выполнение работ по рекультивации земель осуществляется на основе комплексных планов землеустройства района и рабочих проектов по рекультивации. Рекультивация проходит в два этапа.

Горнотехническая рекультивация проводится по совмещенной схеме. В период горнотехнической рекультивации плодородный слой почвы снимается и транспортируется к месту временного складирования, а затем, после планировки нарушенных площадей, укладывается на них. Предварительно производится качественная оценка плодородного слоя. Горнотехническая рекультивация осуществляется с отставанием от основных отвальных работ на участке в 2-3 года.

После проведения горнотехнической рекультивации на землях, предусмотренных для сельскохозяйственного и лесохозяйственного использования, а также под водоемы, санитарные зоны и т.д., производится биологическая рекультивация.

Процесс биологической рекультивации заканчивается только тогда, когда почва приобретает все свои свойства и качества. Продолжительность этого периода 15-30 лет.

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		156

## 8 ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

### 8.1 Расчет капитальных затрат на строительство предприятия

Сумма затрат на горно-капитальные работы определяется по трем группам

- горно-капитальные выработки, используемые для вскрытия всех запасов поля;

- горно-капитальные выработки, вскрывающие запасы горизонтов;

- горно-капитальные выработки, вскрывающие часть запасов горизонтов (участков).

Таблица 8.1 – Смета затрат на горно-капитальные работы для открытой разработки

Наименование	Объем, тыс. м <sup>3</sup> .	Стоимость, руб./м <sup>3</sup>	Общая стоимость, тыс. руб.	Амортизационные отчисления	
				руб. на 1 м <sup>3</sup> /год.	всего, тыс. руб./год
Капитальные траншеи	231938	34	7885,90	11,61	1277,10
Разнос борта карьера	1758049,7	26	45709,30	67,29	7401,90
Итого	1989987,7	-	53595,20	78,90	8679,00

Капитальные затраты на производственные здания и сооружения рассчитываем, исходя из их объемов и стоимости строительства 1 м<sup>3</sup>. Все расчеты по данным затратам сведены в таблицу 8.2.

Таблица 8.2 – Смета капитальных затрат на здания и сооружения

Наименование	Количество, шт.	Цена за единицу, тыс. руб.	Общая сумма затрат, тыс. руб.	Норма амортизации, %	Годовая сумма амортизационных отчислений, тыс. руб.
Автодороги в карьере	5	9300	46,50	4	1,86
АБК	7268,84	1300	9 449,50	3	283,49
Склады	12114,7	800	9 691,76	5	484,59
АТЦ	9585,5	1400	13 419,70	5	670,99
Завод по изготовлению ВВ	1500	1990	2 985,00	5	149,25
Раскомандировка	100	600	60,00	5	3,00
Прочие	-	-	5 347,87	5	267,40
Итого			41 000,33		1 860,58

Амортизационные отчисления для зданий и сооружений производятся по нормам амортизации для данного вида основных фондов, т.к эти объекты могут быть использованы для других целей после окончания срока службы карьера.

Капитальные затраты на оборудование определяем исходя из его количества и цены с учетом расходов на доставку и монтаж, которые принимаем в размере 11% от цены оборудования. Расчет капитальных затрат на оборудование и величины амортизационных отчислений приведены в таблице 8.3.

Таблица 8.3 – Смета затрат на электромеханическое оборудование

Наименование	Кол-во единиц с учетом резерва	Балансовая стоимость, тыс.руб.			Общая сумма кап. затрат, тыс. руб.	Норма амортизации, %	Годовой фонд аморт. отчислений, тыс. руб.
		Рыночная цена	Стоимость транспортн ых расходов и монтажа	Итого			
Вскрыша							
1. Бурение							
Станок Driltech	2	40000	4400	44400	88800	12	10656
Итого по бурению					88800		10656
2. Эскавация							
Hitachi EX-1200	2	81000	8910	89910	179820	11	19780,2
Итого по эскавации					179820		19780,2
3. Транспортирование							
БелАЗ 7555В	6	60000	6600	66600	399600	10	39960
Итого по транспортированию					399600		39960
4. Отвалообразование							
Д-572	3	2500	275	2775	8325	16	1332
Итого по отвалообразованию					8325		1332
Всего по вскрыше:					676545		71728,2
Добыча							
1. Бурение							
Станок Driltech	1	40000	4400	44400	44400	12	5328
Итого по бурению					44400		5328
2. Эскавация							
Hitachi EX-1200	1	81000	8910	89910	89910	11	9890,1
Итого по эскавации					89910		9890,1
3. Транспортирование							
БелАЗ 7555В	3	60000	6600	66600	199800	10	19980
Итого по транспортированию					199800		19980
Всего по добыче					334110		35198,1

## Окончание таблицы 8.3

Наименование	Кол-во единиц с учетом резерва	Балансовая стоимость, тыс.руб.			Общая сумма кап. затрат, тыс. руб.	Норма амортизации, %	Годовой фонд аморт. отчислений, тыс. руб.
		Рыночная цена	Стоимость транспортн ых расходов и монтажа	Итого			
Вспомогательные оборудование							
КамАЗ-43114	1	1850	203,5	2053,5	2053,5	7,5	154,02
Автогрейдер ДЗ-98Б	1	5700	627	6327	6327	10,4	658,008
КамАЗ-4208	1	970	106,7	1076,7	1076,7	7,5	80,76
АТЗ-10	1	3470	381,7	3851,7	3851,7	7,5	288,88
КО-829АД-06	1	3527	387,97	3914,97	3914,97	7,5	293,63
ИТР УАЗ Хантер	1	619	68,09	687,09	687,09	7,5	51,54
Всего по всп. оборудованию					17910,96		1526,838
Итого					1028566		108453,138

Из таблицы можно сделать вывод что основной статьёй расходов на приобретение электромеханического оборудования являются затраты на приобретение выемочно-погрузочной техники.

Капитальные затраты на строительство предприятия определяют укрупнённым расчётом по направлениям затрат, представленных в таблице 8.4.

Таблица 8.4 – Общие затраты на строительство предприятия

Наименование затрат	Сумма затрат, тыс.руб.
<b>Часть 1</b>	
Горно-капитальные работы	53 595,20
Промышленные здания и сооружения	41 000,33
Электромеханическое оборудование и его монтаж	1 028 565,96
Инструменты и производственный инвентарь	56 158,07
Благоустройство промышленной площадки	11 231,61
Временные объекты на строительные работы	43 803,30
Итого по первой части сметы:	1 234 354,48
<b>Часть 2</b>	
Содержание дирекции строящегося предприятия	11 109,19
Подготовка эксплуатационных кадров	24 687,09
Итого по второй части сметы:	35 796,28
Всего по 1-ой и 2-ой части сметы	1 270 150,76
Непредвиденные работы	139 716,58
<b>Всего по смете:</b>	<b>1 409 867,34</b>

Общие затраты на строительство рассматриваемого предприятия с учетом непредвиденных расходов составили 1 409 867,34 тыс. руб., из которых 1 234 354,48 тыс. руб. по первой части сметы и 35 796,28 тыс. руб. – по второй.

## **8.2 Организация управления производством**

### **8.2.1 Организация управления и производственная структура**

Общее руководство работой карьера осуществляется начальником карьера, путем использования общих методов и приемов организации работ. Оперативно-техническое руководство и производственный контроль осуществляется так же начальником карьера «Центральное-2» предприятия АО «Васильевский рудник». Под его руководством разрабатываются производственно-технические планы и мероприятия по их исполнению. Начальник карьера несет ответственность за состояние техники безопасности и охраны труда на карьере. В подчинении начальника карьера находятся главный механик и главный и главный энергетик. Они в свою очередь отвечают за правильную эксплуатацию машин, за ремонт оборудования. У начальника карьера также в подчинении горные мастера, геологи, маркшейдеры.

Планово-экономический отдел ведет работы, связанные с планированием производства, выполнение анализа производственно-хозяйственной деятельности. Вопросы организации производственных процессов на разрезе рассматриваются в неразрывной связи с организацией работ комплексов оборудования.

Общее руководство работой предприятия осуществляется директором предприятия, путем использования общих методов организации работ.

Оперативно – техническое руководство и производственно – технический контроль осуществляется главным инженером предприятия. Под его руководством разрабатывают производственно – технические планы и мероприятия по их выполнению. Главный инженер принимает решения по внедрению новой техники, развитию рационализаторства и изобретательства, а также осуществляет контроль за правильным ведением горных работ. Также он

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						160
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

несет ответственность за состоянием техники безопасности и охраны труда на предприятии. Для выполнения этих функций на разрезе созданы звенья управления, находящиеся в непосредственном подчинении у главного инженера.

Главный механик и главный энергетик возглавляют энерго – механическую службу, организуют правильную эксплуатацию машин и механизмов, электрических подстанций и силовых линий, а также они руководят ремонтом оборудования и осуществляют контроль за состоянием техники.

Главный геолог и главный маркшейдер руководят геолого – маркшейдерской службой, которая осуществляет надзор за правильной эксплуатацией недр, ведет учет добычи и объемов вскрыши.

Отдел труда и заработной платы занимается вопросами организации и нормирования труда и заработной платы.

Вопросами безопасности работ руководит заместитель главного инженера по технике безопасности.

Основными функциями горного мастера являются: оформление наряда на смену; решение технологических и организационных задач, возникающих в процессе руководства; использование нормативной и законодательной базы в интересах производства; составление технологических паспортов; обеспечение безопасной работы участка; систематический учет и анализ производства; выявление причин снижения производительности оборудования; разработка мер по предотвращению простоев; эффективная организация личного труда.

Особое внимание уделяется обеспечению предприятия квалифицированными рабочими кадрами (наладчики, инструментальщики, ремонтный персонал и т.д.). Существует нехватка квалифицированного персонала в нижнем звене управления (горные мастера). Последнее объясняется высокими требованиями и ответственностью, недостаточным моральным и материальным стимулированием, нежеланием квалифицированных рабочих занимать должности мастеров.

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		161

Горный мастер выдает наряд на смену рабочим и следит за его выполнением, решает технологические и организационные задачи, обеспечивает безопасность работы смены.

Функциональными отделами при управлении производством являются

- 1) Технический отдел.
- 2) Плановый отдел.
- 3) Отдел качества.
- 4) Отдел снабжения

Соответствующие структуры организационных задач и звенья аппарата управления обеспечивают при установлении управленческих функций на основе контурного принципа взаимодействия персонала.

Каждый из четырех контуров управления обеспечивает реализацию соответствующей стадии планирования и управления:

- 1) Перспективное управление (задачи продолжительностью свыше одного года).
- 2) Текущее управление (задачи продолжительностью 1 год).
- 3) Оперативное планирование (задачи продолжительностью 1 квартал или месяц).
- 4) Оперативное управление (задачи продолжительностью 1 смена).

На рисунке 8.1 представлена схема подчинения основного персонала предприятия и карьера.

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		162

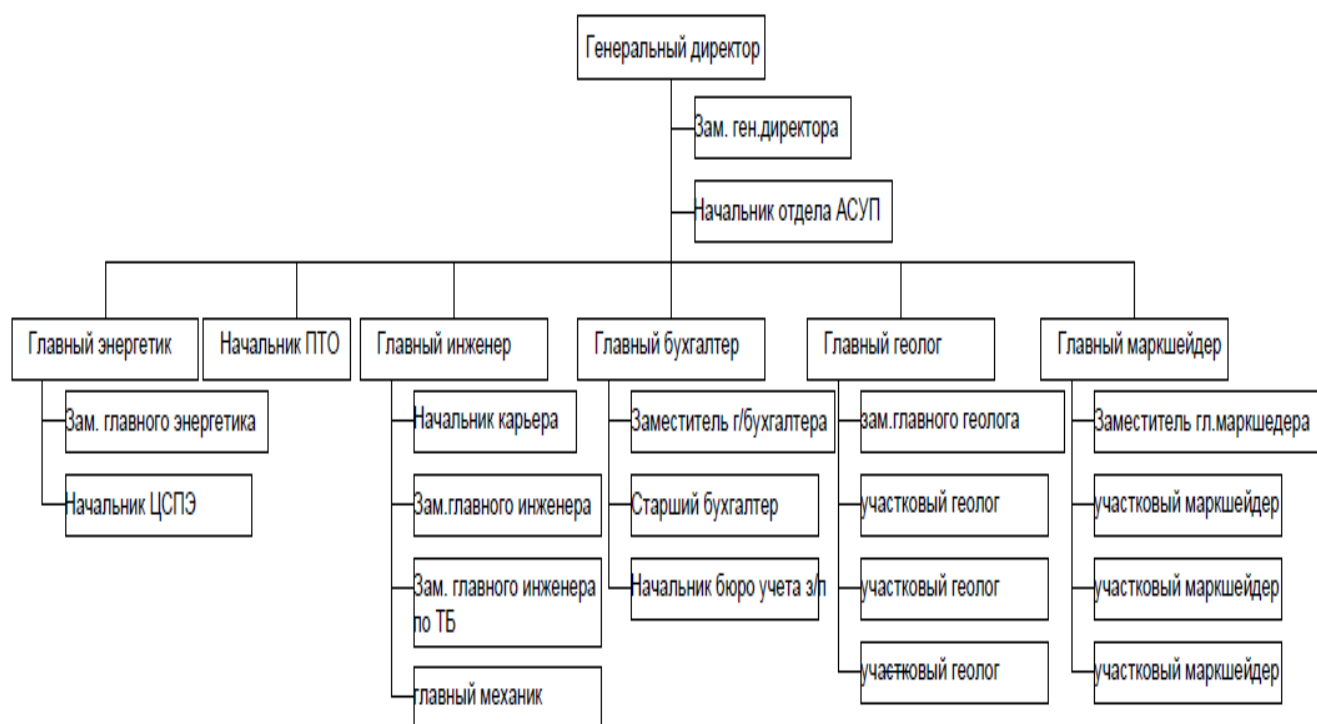


Рисунок 8.1 – Схема подчинения работников предприятия

## 8.2.2 Организация труда

Работа на карьере «Центрально-2» ведется вахтовых методом: 1 месяца работы, 1 месяц отдыха.

На вскрышных и добычных выемочно-погрузочных работах состав бригады одного экскаватора составляет 1 машинист, одного бурового станка - 1 машинист, одного автосамосвала - 1 водитель.

Система оплаты труда простая повременная. Такая же система оплаты принята для рабочих обслуживающих основные производственные процессы.

Коэффициент списочного состава устанавливаем по данным рабочего времени одного рабочего таблица 8.5.

Таблица 8.5 – Баланс рабочего времени одного рабочего.

Показатели	Режим работы	
	Прерывный (для вспомогательных рабочих)	Непрерывный (для основных рабочих)
Календарный фонд времени	365	365
Кол-во выходных дней	52	182



## Окончание таблицы 8.5

Показатели	Режим работы	
	Прерывный (для вспомогательных рабочих)	Непрерывный (для основных рабочих)
Праздничные выходные	12	0
Номинальный фонд времени, дни	301	183
Выходные по причинам	44	64
Отпуск	40	60
Болезнь и прочее	4	4
Эффективный фонд времени, дни	257	119
Эффективный фонд времени, час	2827	1309
Коэфф списочного состава	1,17	3,07

Коэффициент списочного состава для рабочих основного горнотранспортного оборудования составляет

$$K_{cc} = \frac{365}{119} = 3,07, \quad (8.1)$$

Коэффициент списочного состава для рабочих вспомогательных служб:

$$K_{cc} = \frac{365}{257} = 1,17, \quad (8.2)$$

Таблица 8.6 – Расчёт численности рабочих

Профессия рабочего	Количество оборудования	Норма численности	Число смен	$K_{cc}$	Явочная численность	Списочная численность
<b>Добычные работы</b>						
1. Бурение						
Машинист	1	1	2	3,07	2	7
Итого по бурению					2	7
2. Взрывание						
Взрывник	3	3	2	3,07	6	19
Итого по взрыванию					6	19
3. Эскавация						
Машинист эскаватора	1	1	2	3,07	2	7
Итого по эскавации					2	7
4. Транспортировка						
Водитель	3	3	2	3,07	18	56
Итого по транспортировке					18	56
<b>Всего по добыче</b>					<b>28</b>	<b>89</b>
<b>Вскрышные работы</b>						
1. Бурение						
Машинист	2	1	2	3,07	4	13

## Окончание таблицы 8.6

Профессия рабочего	Количество оборудования	Норма численности	Число смен	К <sub>сс</sub>	Явочная численность	Списочная численность
Итого по бурению					4	13
2. Взрывание						
Взрывник	3	3	2	3,07	18	56
Итого по взрыванию					18	56
3. Эскавация						
Машинист эскаватора	2	2	2	3,07	8	25
Итого по эскавации					8	25
4. Транспортировка						
Водитель	6	10	3	3,07	180	553
Итого по транспортировке					180	553
5. Отвалообразование						
Машинист бульдозера	3	2	2	3,07	12	37
Итого по отвалообразованию					12	37
<b>Всего по вскрыше</b>					222	684
Вспомогательное оборудование						
Водитель	5	5	1	1,17	25	30
Машинист бульдозера	1	1	1	1,17	1	2
Слесарь по ремонту горного оборудования	1	1	1	1,17	1	2
Сварщик	1	1	1	1,17	1	2
<b>Итого по вспомогательным рабочим</b>					28	36
<b>ВСЕГО</b>					278	809

В таблице 8.7 приведен расчёт планового фонда заработной платы  
производственных рабочих

Профессия рабочего	Списочная численность	Дневная тарифная ставка, руб	Годовой фонд рабочего времени, дни	Основной фонд заработной платы, тыс. руб.						Фонд дополнительной заработной платы	Всего годовой фонд заработной платы
				Тарифный фонд	Премия	Праздники	Доплата за работу в ночное время	Итого	Всего с учетом районного коэффициента		
Добычные работы											
Бурение											
Машинист	7	510,00	119,00	424,83	84,97	13,97	56,64	580,41	1102,79	556,03	1658,81
Итого по бурению											1658,81
Взрывание											
Взрывник	19	393,00	119,00	888,57	177,71	29,21	118,48	1213,98	2306,56	1162,97	3469,53
Итого по взрыванию											3469,53
Экспкавация											
Машинист	7	495,00	119,00	412,34	82,47	13,56	54,98	563,34	1070,34	539,67	1610,01
Итого по экскавации											1610,01
Транспортировка											
Водитель	56	369,00	119,00	2459,02	491,80	80,84	327,87	3359,53	6383,11	3218,38	9601,49
Итого по транспортировки											9601,49
Всего по добыче											16339,83
Вскрышные работы											
Бурение											
Машинист	13	510,00	119,00	788,97	157,79	25,94	105,20	1077,90	2048,01	1032,61	3080,62
Итого по бурению											3080,62
Взрывание											
Взрывник	56	393,00	119,00	2618,95	523,79	86,10	349,19	3578,04	6798,27	3427,70	10225,97
Итого по взрыванию											10225,97

Профессия рабочего	Списочная численность	Дневная тарифная ставка, руб.	Годовой фонд рабочего времени, дни	Основной фонд заработной платы, тыс. руб.						Фонд дополнительной заработной платы	Всего годовой фонд заработной платы
				Тарифный фонд	Премия	Праздники	Доплата за работу в ночное время	Итого	Всего с учетом районного коэффициента		
Экскавация											
Машинист экскаватора	25	495,00	119,00	1472,63	294,53	48,42	196,35	2011,92	3822,64	1927,38	5750,02
Итого по экскавации											5750,02
Транспортировка											
Водитель	553	369,00	119,00	24282,78	4856,56	798,34	3237,70	33175,38	63033,23	31781,46	94814,68
Итого по транспортировке											94814,68
Отвалообразование											
Машинист бульдозера	37	522,00	119,00	2298,37	459,67	75,56	306,45	3140,05	5966,10	3008,12	8974,21
Итого по отвалообразованию											8974,21
Всего по вскрыше											122845,51
Вспомогательное оборудование											
Водитель	30	369,00	257,00	2844,99	569,00	0,00		3413,99	6486,58	1514,38	8000,95
Машинист бульдозера	2	522,00	257,00	268,31	53,66	0,00		321,97	611,74	142,82	754,56
Слесарь по ремонту горного оборудования	2	170,00	257,00	87,38	17,48	0,00		104,86	199,23	46,51	245,74
Сварщик	2	276,00	257,00	141,86	28,37	0,00		170,24	323,45	75,51	398,96
Итого по вспомогательным рабочим											9400,22
ВСЕГО											148585,56

В таблице 8.8 приведен расчёт заработной платы цехового персонала.

Таблица 8.8 – Расчёт заработной платы цехового персонала

Наименование должности	Количество человек	Месячный оклад, руб	Премия, руб	Полный оклад, руб.	Сумма годового заработка с учетом районного коэффициента, тыс. руб.
Начальник	1	120000	24000	144000	3283,2
Главный инженер	1	200000	40000	240000	5472,0
Главный энергетик	1	70092	14018,4	84110,4	1917,7
Главный механик	1	80000	16000	96000	2188,8
Мастер БВР	1	90000	18000	108000	2462,4
Маркшейдер	2	70000	14000	84000	3830,4
Геолог	2	75000	15000	90000	4104,0
Зав. Складом ВМ	1	40000	8000	48000	1094,4
Итого	10	918058	183611,6	1101670	24352,9

Численность руководителей и специалистов принимаем на основе утвержденных штатных расписаний в соответствии с принятой структурой, схемой управления и режимом работы предприятия и производственных участков. В таблице 8.9 приведены сводные показатели по труду и заработной плате.

Таблица 8.9 – сводные показатели по труду и заработной плате

Показатель	Значение
Численность ППП	819
Численность рабочих, чел.	809
ФЗП ППП, тыс.руб.	172938,47
ФЗП рабочих, тыс.руб	148585,56
Среднемесячная заработная плата 1 работающего, тыс.руб	17,60
Среднемесячная заработная плата 1 рабочего, тыс.руб	15,31
Производительность труда работающего, тыс.т./чел. год	0,13
Производительность труда рабочего, тыс.т./чел. год	0,14
Объем производства, тыс.т.	110,00

### 8.3 Расчет себестоимости добычи полезного ископаемого

Данный проект реализуется на основе добытого и извлеченного полезного ископаемого определяется по всем процессам и является важной частью технико-экономического обоснования плана по себестоимости на 1г добытого металла

первоначально рассчитывается калькуляция себестоимости 1м<sup>3</sup> вскрышных пород по процессам технологического цикла производства, затем себестоимость добычи.

### 8.3.1 Вспомогательные материалы

Данная статья включает затраты

1. На нормируемые материалы на добычу 1г. полезного ископаемого (1м<sup>3</sup> вскрышных пород) - взрывчатые вещества, средства взрывания и др.

2. Материалы, погашаемые в сметно-нормативном порядке: топливо, смазка и др.

Таблица 8.10 – Расчет затрат по статье “Вспомогательные материалы”

Наименование	Ед. изм.	Год. объём производства, тыс. м <sup>3</sup>	Норма расхода на тыс. м <sup>3</sup>	Цена за единицу, тыс. руб.	Сумма затрат, тыс. руб.
<b>Вскрыша</b>					
<b>1. Бурение</b>					
Буровые коронки	шт.	3000	128	28218	3612
Дизельное топливо	т.	3000	1300	24488,730	31836
Пневмоударник	шт.	3000	22	207458,000	4565
Буровая труба	шт.	3000	16	28187	451
Смазочные масла	т.	3000	15	63497	953
Итого по бурению					41417,00
<b>2. Взрывание</b>					
Эмульсолит П-А-20	т.	3000	1265,5	18100	22906
Аммонит №6ЖВ (патронированный)	т.	3000	10,8	42250	457
Детонирующий шнур	пог. м.	3000	195121	8,03	1567
Электродетонаторы, шт.	шт.	3000	104	61,09	7
Итого по взрыванию					24937,00
<b>3. Эскавация</b>					
Дизельное топливо	т.	3000	1800	24488,73	44080
Смазочные материалы	т.	3000	20,0	63497	1270
Итого по эскавации					45350,00
<b>4. Транспортирование</b>					
Шины для БелАЗ 7555В	шт.	3000	202	125657,63	25383
Смазочные материалы	т.	3000	19	63497	1207
Дизельное топливо	т.	3000	1700	24488,73	41631
Итого по транспортировке					80550,00
<b>5. Отвалообразование</b>					
Смазочные масла	т.	3000	18,5	63497	1175
Дизельное топливо	т.	3000	1500	24488,73	36734
Итого по отвалообразованию					37909,00

Окончание таблицы 8.10

Наименование	Ед. изм.	Год. объём производства, тыс. м <sup>3</sup>	Норма расхода на тыс. м <sup>3</sup>	Цена за единицу, тыс. руб.	Сумма затрат, тыс. руб.
Всего по вскрыше					230163,00
<b>Добыча</b>					
<b>1. Бурение</b>					
Буровые коронки	шт.	110	6	27169	164
Дизельное топливо	т.	110	95	24488,73	2327
Пневмоударник	шт.	110	2	170758,00	342
Буровая труба	ед.	110	3	28187	85
Смазочные масла	т.	110	9	63497	572
Итого по бурению					3490,00
<b>2. Взрывание</b>					
Эмульсолит	т.	110	32	18100	580
Аммонит №6ЖВ (патронированный)	т.	110	1,2	42250	51
Детонирующий шнур	пог. м.	110	5762	8,03	47
Электродетонаторы, шт.	шт.	110	16	61,09	1
Итого по взрыванию					679
<b>3. Экскавация</b>					
Дизельное топливо	т.	110	130	24488,73	3184
Смазочные материалы	т.	110	13,0	63497	826
Итого по экскавации					4010,00
<b>4. Транспортирование</b>					
Шины для БелАЗ 7555В	шт.	110	48	62901	3020
Смазочные материалы	т.	110	12	63497	762
Дизельное топливо	т.	110	140	24488,73	3429
Итого по транспортировке					7211,00
Всего по добыче					15390,00
Итого по смете					245553,00

### 8.3.2 Расходы по эксплуатации и содержанию оборудования

В данную статью включают затраты по заработной плате (основной, дополнительной) и отчислениям на социальное страхование.

Таблица 8.11 – Сводная смета затрат по содержанию и эксплуатации оборудования

Статьи затрат	Сумма, тыс. руб.
1. Эксплуатация оборудования	30856,98
2. Основная и дополнительная зарплата рабочих	9400,22
3. Отчисления во внебюджетные фонды	2820,06
4. Текущий ремонт оборудования	82285,28
5. Прочие затраты (10% от 1 и 4 строк)	11314,23
6. Амортизация вспомогательного оборудования	1526,84
Всего	138203,60

### 8.3.3 Цеховые расходы

Сумму затрат по статье цеховые расходы определяем сметой по приведенной номенклатуре элементов табл. 8.13. Величину расходов каждой статьи рассчитываем укрупненно.

Таблица 8.12 – Смета цеховых расходов

Наименование элементов	Сумма, тыс. руб.
1. Заработная плата цехового персонала (руководителей и специалистов)	24352,92
2. Отчисления во внебюджетные фонды	7305,88
3. Охрана труда и техника безопасности -2% от заработной платы рабочих и цехового персонала	3458,77
4. Содержание зданий сооружений 1-2% от их стоимости	410,00
5. Текущий ремонт зданий и сооружений 2-3 % от их стоимости	820,01
6. Расходы по изобретению 10,5% общего фонда зарплаты	18158,54
7. Канцелярские и почтово-телеграфные расходы (до 2 тыс. руб. на каждого руководителя и специалиста или по данным предприятия)	20,00
8. Амортизация зданий и сооружения	1860,58
Итого	56386,69

Таблица 8.13 – Сводная калькуляция себестоимости 1м<sup>3</sup> вскрышных пород, руб.

Статья затрат	Себестоимость	
	общая, тыс. руб.	на 1 м <sup>3</sup> , руб.
Объем вскрыши, тыс.м <sup>3</sup>	3 000	
Вспомогательные материалы на технологические цели	230163,00	76,72
Энергия на технологические цели	0,00	0,00
Основная заработная плата производственных рабочих	81668,24	27,22
Дополнительная заработная плата производственных рабочих	69950,61	23,32
Отчисления во внебюджетные фонды	45485,65	15,16
Амортизация	71728,20	23,91
Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования	136351,94	45,45
Цеховые расходы	57152,42	19,05
Всего	692500,07	230,83

Таблица 8.14 – Сводная калькуляция себестоимости добычи и переработки 1 грамма золота, руб.

Статья затрат	Себестоимость	
	общая, тыс. руб.	на 1г, руб.
Объем добычи, тыс. т	110	
Вспомогательные материалы на технологические цели	15390,00	23,3



Окончание таблицы 8.14

Статья затрат	Себестоимость	
	общая, тыс. руб.	на 1г, руб.
Энергия на технологические цели		0
Основная заработная плата производственных рабочих	10862,81	16,44
Дополнительная заработная плата производственных рабочих	5477,04	8,29
Отчисления во внебюджетные фонды	4901,95	7,42
Амортизация	35198,10	53,27
Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования	1851,66	2,81
Налог на недра	11734,80	17,76
Затраты на переработку	135568,00	205,17
Погашение вскрыши	165045,85	249,78
Цеховые расходы	755,47	1,15
Общехозяйственные и общепроизводственные расходы	95000,00	143,78
Внепроизводственные расходы	110000,00	166,48
Себестоимость	591785,68	895,61

## 8.4 Эффективность инвестиционных проектов

### 8.4.1 Коммерческая эффективность инвестиционного проекта

Коммерческую эффективность (финансовое обоснование) проекта определяют соотношением финансовых затрат и результатов, обеспечивающих требуемую норму доходности.

Коммерческую эффективность рассчитывают, как для проекта в целом, так и для отдельных участников с учетом их вкладов. При этом в качестве эффекта на  $t$ -ом шаге выступает поток реальных денег.

При осуществлении проекта выделяют три вида деятельности: инвестиционная, операционная и финансовая.

Расчёт потока реальных денег от инвестиционной деятельности представлен в таблице 8.15. Расчёт потока реальных денег от операционной деятельности представлен в таблице 8.16. Расчёт потока реальных денег от финансовой деятельности представлен в таблице 8.17.

Чистая ликвидационная стоимость объекта (чистый поток реальных денег на стадии ликвидации объекта) определяют на основании данных, приведенных в таблице 8.18.

#### **8.4.2 Показатель эффективности инвестиционного проекта**

Чистый дисконтированный доход (ЧДД) определяем, как сумму текущих эффектов за весь расчетный период, приведенную к начальному шагу, или как превышение интегральных результатов над интегральными затратами.

Срок окупаемости – период, измеряемый в месяцах, кварталах или годах, начиная с которого первоначальные вложения и другие затраты, связанные с инвестиционным проектом, покрываются суммарными результатами его осуществления.

Положительное сальдо чистого дисконтированного дохода дает срок окупаемости общих капитальных вложений.

Расчёты приведены в таблице 8.19.

В нашем случае  $ID > 1$  что говорит о том что проект является эффективным.

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						173
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 8.15 – Поток реальных денег от инвестиционной деятельности

№	Наименование показателя	Значения показателя по шагам, тыс.руб.					
		Шаг 0	Шаг 1	Шаг 2	Шаг 3	Шаг 4	Шаг 5
1	Горно-капитальные работы	-53595,20	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
2	Здания и сооружения	-41000,33	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
3	Машины и оборудование	-1028565,96	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
4	Нематериальные активы	-600,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
5	Итого: вложения в основной капитал	-1123761,49	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
6	Прирост оборотного капитала	-56188,08	-56188,07	-56188,07	-56188,07	-56188,07	-56188,07
7	Всего инвестиций	-2303711,06	-56188,07	-56188,07	-56188,07	-56188,07	-56188,07

Окончание таблицы 8.15

№	Наименование показателя	Значения показателя по шагам, тыс.руб.					
		Шаг 6	Шаг 7	Шаг 8	Шаг 9	Шаг 10	Ликвидация
1	Горно-капитальные работы	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
2	Здания и сооружения	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	17488,10
3	Машины и оборудование	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
4	Нематериальные активы	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
5	Итого: вложения в основной капитал	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	17488,10
6	Прирост оборотного капитала	-56188,07	-56188,07	-56188,07	-56188,07	-56188,07	-
7	Всего инвестиций	-56188,07	-56188,07	-56188,07	-56188,07	-56188,07	-

Таблица 8.16 – Поток реальных денег от операционной деятельности, тыс. руб.

№	Наименование показателя	Значение показателя по шагам. тыс.руб.											
		Шаг 0	Шаг 1	Шаг 2	Шаг 3	Шаг 4	Шаг 5	Шаг 6	Шаг 7	Шаг 8	Шаг 9	Шаг 10	Всего
1	Объем продаж, тыс. г.	660,77	660,77	660,77	660,77	660,77	660,77	660,77	660,77	660,77	660,77	660,77	
2	Цена, руб/г	1778,00	1902,46	2035,63	2178,13	2330,60	2493,74	2668,30	2855,08	3054,94	3268,78	3497,60	18543346,82
3	Выручка (=1*2)	1174849,06	1257088,49	1345084,69	1439240,62	1539987,46	1647786,58	1763131,64	1886550,86	2018609,42	2159912,08	2311105,92	
4	Вне реализационные доходы	35245,47	37712,65	40352,54	43177,22	46199,62	49433,60	52893,95	56596,53	60558,28	64797,36	69333,18	556300,40
5	Переменные затраты	49258,55	49258,55	49258,55	49258,55	49258,55	49258,55	49258,55	49258,55	49258,55	49258,55	49258,55	541844,05
6	Постоянные затраты	49258,55	49258,55	49258,55	49258,55	49258,55	49258,55	49258,55	49258,55	49258,55	49258,55	49258,55	541844,05
7	Амортизация зданий	1860,58	1860,58	1860,58	1860,58	1860,58	1860,58	1860,58	1860,58	1860,58	1860,58	1860,58	20466,38
8	Амортизация оборудования	108453,14	108453,14	108453,14	108453,14	108453,14	108453,14	108453,14	108453,14	108453,14	108453,14	108453,14	1028565,96
9	Амортизация НМА	60,00	60,00	60,00	60,00	60,00	60,00	60,00	60,00	60,00	60,00	0,00	600,00
10	Проценты по кредитам	10221,85	10113,85	10113,85	10113,85	10113,85	10113,85	10113,85	10113,85	10113,85	10113,85	10113,85	111360,39
11	Прибыль до вычета налогов	1001203,71	1085910,33	1176546,41	1273527,02	1377296,27	1488329,36	1607134,77	1734256,57	1870276,88	2015818,62	2171608,28	16801908,23
12	Налоги и сборы	235486,21	254894,72	275661,82	297882,62	321658,88	347099,47	374320,90	403447,84	434613,66	467961,09	503654,83	3916682,05
13	Проектируемый чистый доход	765717,50	831015,61	900884,59	975644,40	1055637,39	1141229,89	1232813,87	1330808,73	1435663,22	1547857,54	1667953,45	12885226,18
14	Амортизация (=7+8+9)	110373,72	110373,72	110373,72	110373,72	110373,72	110373,72	110373,72	110373,72	110373,72	110373,72	110313,72	1214050,90
15	Чистый приток операционной деятельности (=13+14)	876091,22	941389,33	1011258,31	1086018,11	1166011,11	1251603,61	1343187,59	1441182,45	1546036,94	1658231,25	1778267,17	14099277,08

Таблица 8.17 – Поток реальных денег от финансовой деятельности, тыс. руб.

№	Наименование показателя	Значение показателя по шагам, тыс.руб.										
		Шаг 0	Шаг 1	Шаг 2	Шаг 3	Шаг 4	Шаг 5	Шаг 6	Шаг 7	Шаг 8	Шаг 9	Шаг 10
1	Собственный капитал (акции, субсидии и др.)	2246922,98	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
2	Краткосрочные кредиты	-56788,08	-56188,07	-56188,07	-56188,07	-56188,07	-56188,07	-56188,07	-56188,07	-56188,07	-56188,07	-56188,07
3	Долгосрочные кредиты	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
4	Погашение задолженностей	56788,08	56188,07	56188,07	56188,07	56188,07	56188,07	56188,07	56188,07	56188,07	56188,07	56188,07
5	Выплата дивидендов	-66617,42	-72298,36	-78376,96	-84881,06	-91840,45	-99287,00	-107254,81	-115780,36	-124902,70	-134663,61	-145111,95
6	Сальдо финансовой деятельности	2180305,56	-72298,36	-78376,96	-84881,06	-91840,45	-99287,00	-107254,81	-115780,36	-124902,70	-134663,61	-145111,95

Таблица 8.18 – Чистая ликвидация стоимости объекта, тыс. руб.

№	Наименование	Здания и сооружения (без учета горных выработок)	Машины, оборудование	НМА	Всего
3	Рыночная стоимость	17942,65	0,00	0,00	17942,65
1	Затраты	41000,33	1028565,96	600,00	1070166,29
3	Начислено амортизации за период	26048,12	1028565,96	600,00	1055214,08
2	Балансовая остаточная стоимость на Т-ом шаге	14952,21	0,00	0,00	14952,21
5	Затраты по ликвидации	717,71	0,00	0,00	717,71
6	Доход от прироста стоимости капитала	2990,44	0,00	0,00	2990,44
7	Операционный доход	2272,74	0,00	0,00	2272,74
8	Налоги, 20%	454,55	0,00	0,00	454,55
9	Чистая ликвидационная стоимость	17488,10	0,00	0,00	17488,10



## 8.5 Техничко-экономические показатели качества проекта

Эффективность проекта в целом определяется путем сравнения проектных данных и данных по предприятию-аналогу с использованием системы показателей, включающих в себя объем производства, количество реализованной продукции, прибыль, рентабельность производства и т.п.

Таблица 8.20 – Техничко-экономические показатели проекта

Наименование показателей	По аналогу	По проекту
Промышленные запасы месторождения, тыс. т	620,254	679,4
Годовая производительность, тыс. т.	80,45	110
Годовой объем вскрыши, тыс. м <sup>3</sup>	2654	3000
Объем товарной продукции, тыс. г.	468,74	660,77
Объем реализуемой продукции, тыс. руб.	833419,72	1174849,1
Себестоимость добычи, руб./г.	982,09	895,70
Себестоимость 1 м <sup>3</sup> вскрыши, руб./м <sup>3</sup>	261,74	230,90
Амортизация, всего тыс. руб.	96720,72	110373,80
Прибыль, тыс. руб.	373074,85	582997,50
Прибыль, остающаяся в распоряжении предприятия, тыс. руб.	29845,99	46639,8
Рентабельность производства, %	42,0	47,2
Рентабельность продукции, %	81,04	98,5
Фондоотдача, руб./руб.	0,94	0,95
Фондоемкость, руб./руб.	1,06	1,05
Срок окупаемости капитальных затрат, лет	1,30	1,21
Чистый доход, тыс. руб.	7520705,66	12359593,60
Чистый дисконтированный доход, тыс. руб.	2529985,66	4596095,60
Индекс доходности	2,36	2,80

Расчет балансовой прибыли от планируемой реализации товарной продукции выполняем по формуле

$$П_6 = (Ц - С) \cdot A = (1778 - 895,7) \cdot 660770 = 582\,997\,500, \text{руб.} \quad (8.1)$$

где Ц – оптовая рыночная цена единицы продукции, руб.;

С – полная себестоимость единицы продукции, руб.;

A – всего добыто золота, грамм.

Рентабельность инвестируемого объекта определяют

$$P = \frac{П_6}{\Phi_{об} + C_0} = \frac{582997,5}{1234354,48 + (-112376,15)} \cdot 100 = 47,2, \text{ \%}, \quad (8.2)$$

где  $\Phi_{об}$  – среднегодовая стоимость нормируемых оборотных средств предприятия, руб.;

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						178
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$\Phi_0$  – среднегодовая стоимость основных производственных фондов, руб.

Показатель фондоотдачи определяют:

$$f = \frac{A \cdot Ц}{\Phi_0} = \frac{660,77 \cdot 1778}{1234354,48} = 0,95, \quad (8.3)$$

Срок окупаемости инвестиций

$$t_{ок} = \frac{K}{П_ч} = \frac{1409876,34}{1174849} = 1,2, \text{ лет}, \quad (8.4)$$

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						179
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		



## Заключение

В данном дипломном проекте рассмотрено обоснование вскрытия и доработка запасов карьера «Центральное-2» месторождения «Николаевское» предприятия АО «Васильевский рудник» до отметки +305 с целью полного извлечение полезного ископаемого и получение финансовых средств от реализации данного проекта.

В геологической части приведено описание Николаевского золоторудного месторождения, представлены основные характеристики рудных тел, морфологический состав, запасы руды.

В специальной части проекта обосновано вскрытие и оценена возможность отработки запасов. Приведено описание. Произведены необходимые расчёты, рассчитаны себестоимости вскрышных и добычных работ, на основании этого произведен расчет граничного коэффициента вскрыши, глубина карьера, обоснована целесообразность и эффективность данного проекта.

В горной части проекта обоснована структура комплексной механизации, определены параметры карьера, произведены расчеты производственных процессов.

В разделе стационарные машины и установки обоснована рациональная схема водоотлива, выбрана насосная станция для осуществления откачки карьерных вод.

В разделе «Безопасность жизнедеятельности» рассмотрены вопросы охраны труда, жизнедеятельности рабочих.

В экономической части произведен анализ и расчет хозяйственной деятельности предприятия, рассчитана себестоимость 1 грамма золота и себестоимость вскрышных работ с выходом на экономическую эффективность проекта. Результат технико-экономического расчета показывает, что реализация данного проекта способствует увеличению чистого дисконтированного дохода на 2 066 109,94 тыс. руб., повышению фондоотдачи с 0,94 до 0,95 руб./руб. и повышению рентабельности производства до 47,2%.

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						180
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

## Список литературы

1. Середенко Г.А., Малахова Л.Н., Романова И.П., Белоусова Р.А. Отчет о геологическом доизучении площади Южно-Енисейского золотоносного района, проведенные в 1975-79 гг. Центральной партией. Мотыгино, 1979. – 146 с.
2. Шелехов Б.Е. и др. Николаевское золоторудное месторождение и золотоносность Герфедского рудного поля. Мотыгино, 1965. – 216 с.
3. Бовин Ю.П. Тектоно-метаморфические этапы и типы метаморфизма Заангарской части Енисейского кряжа. Минералы и парагенезисы минералов горных пород и руд Красноярского края. Новосибирск: Наука, 1982. – 50-61 с.
4. Викентьев В.А., Карпенко И.А., и др. Экспертиза подсчетов запасов рудных месторождений М.: Недра, 1988, – 199 с.
5. Ли Л.В., Михеев В.Г., Дорофеев Н.П., Бычков А.Т. Геолого-структурные условия размещения и соотношение золотого и сурьмяного оруденения в Южно-Енисейском районе (Енисейский кряж). Рудоносность и геология Средней Сибири. Красноярск, 1971. – 60-65 с.
6. Сердюк С.С., Зверев А.И., Зонов В.А. Прогнозно-металлогеническая оценка золотоносности Партизанского рудного узла (Южно-Енисейский золотоносный район). Геология и минеральные ресурсы Центральной Сибири. Красноярск, КНИИГиМС, 2003, – 83-95 с.
7. Хисамутдинов А.В., Вызу М.Н. и др. Геологическое строение и полезные ископаемые бассейнов рек Горбилка, Ишимбы, Пенченги Мотыгино, 1975. – 76 с.
8. Проектная документация «Добыча золотосодержащих руд Николаевского месторождения открытым способом» – Красноярск: ООО НПК «Гео Сервис», 2008, – 127с.
9. Открытые горные работы: Справочник / К.Н.Трубецкой, М.Г.Потапов, К.Е. Веницкий, Н.Н. Мельников и др. – М.: Горное бюро, 1994. – 590 с.
10. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом (ПБ 03-498-02). Серия 03. Выпуск 22 /

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						181
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Колл. авт. – М.: Государственное унитарное предприятие «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2003. – 152

11. Ржевский В.В. Открытые горные работы: Производственные процессы: Учебник. Изд. 5-е. – М.: Книжный дом «ЛИБРОКОМ», 2010. – 512 с.

12. Ржевский В.В. Открытые горные работы: Технология и комплексная механизация: Учебник. Изд. 5-е. – М.: Книжный дом «ЛИБРОКОМ», 2010. – 552 с.

13. Синьчковский В.Н. Открытые горные работы: практикум/ В.Н. Синьчковский, В.Н. Вокин, И.В. Черникова. – Красноярск: СФУ, 2010. – 172 с.

14. Синьчковский В.Н. Процессы открытых горных работ: Практикум/ В.Н. Синьчковский, Ю.В. Ромашкин. – Красноярск: ГОУ ВПО «ГУЦМиЗ», 2006. – 156 с



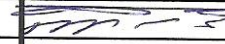

15. Синьчковский В.Н. Технология открытые горные работы: Учеб. пособие/ В.Н. Синьчковский, В.Н. Вокин, Е.В. Синьчковская. – Красноярск: ИПК СФУ, 2009. – 508 с.

16. СТО 4.2–07–2014 Система менеджмента качества. Общие требования к построению, изложению и оформлению документов учебной деятельности. Красноярск: СФУ, 2014. – 60 с.

17. Шешко Е.Е. Горнотранспортные машины и оборудование для открытых работ: учеб. пособие для вузов – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Изд-во МГГУ, 2003. – 260 с.

18. Проектирование карьеров: учебно-методическое пособи [Текст] / сост. Ю.В. Ромашкин, Е.В. Еременко. — Красноярск: Сиб. Федер. Ун-т, 2012. — 24 с.

					ДП-21050403-2018 ПЗ	Лист
						182
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Формат	Зона	Поз.	Обозначение	Наименование	Кол.	Примечание
A1		1	ДП-21050403-2018 ГК	Геологическая карта района	1	
A1		2	ДП-21050403-2018 ВП	Вертикальные проекции рудных тел	1	
A1		3	ДП-21050403-2018 СС	Современное состояние горных работ	1	
A1		4	ДП-21050403-2018 ПГР	План горных работ	1	
A1		5	ДП-21050403-2018 ТС	Погоризонтные планы	1	
A1		6	ДП-21050403-2018 ПП	Производственные процессы	1	
A1		7	ДП-21050403-2018 ПП	Производственные процессы	1	При работах в стесненных условиях
A3		8	ДП-21050403-2018 ГП	Генеральный план	1	
A3		9	ДП-21050403-2018 ТЭП	ТЭП проекта	1	
A4		10	ДП-21050403-2018 ВП	Ведомость дипломного проекта	1	
A4		11	ДП-21050403-2018 ПЗ	Пояснительная записка	183	
				ДП-21050403-2018 ВП		
Должн.	Фамилия	Подпись	Дата	Доработка золоторудного месторождения «Николаевское» в границах карьерного поля «Центральное-2»		
Разраб.	Каковин А.Э.		6.02.18			
Провер.	Морозов В.Н.		8.02.18			
Консул	Морозов В.Н.		8.02.18			
Н.контр.	Морозов В.Н.		8.02.18			
Утверд.	Косолапов А.И.			Лит    Лист    Листов 183    183		
				Кафедра ОГР		